

THE UNIVERSITY
OF ILLINOIS

LIBRARY
622.06
SOC
1916

~~REMOTE STORAGE~~

Library

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

REVISTA MINERA

PUBLICACION MENSUAL

AÑO XXXIII.—VOL. XXVIII.—SERIE III

SANTIAGO DE CHILE
SOC. IMPRENTA Y LITOGRAFIA UNIVERSO

GALECÍA ALESSANDRI NÚM. 20

1916

LIBRARY
UNIVERSITY OF CHICAGO
36
1472

YARELL
STOWELL TO YTIERSVINE
A WAE FU



67628

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente

Cárlos Besa

Vice-Presidente

José Luis Lecaros

Acuña, Guillermo
Aguirre, Cesáreo
Aldunate Solar, Cárlos
Avalos, Cárlos G.
Blanquier, Juan

Braden, Guillermo
Elguin, Lorenzo
Gandarillas, Javier
Ghigliotto Salas, Orlando
Lanas, Cárlos

Lira, Alejandro
Maier, Ernesto
Malsch, Cárlos
Pinto, Joaquin N.
Yunge, Guillermo

Secretario

OSVALDO MARTÍNEZ C.

El problema de la hulla ⁽¹⁾

No hemos resistido al deseo de dar a conocer a los lectores del BOLETIN el interesante artículo que sigue, escrito por uno de los profesores e ingenieros mas distinguidos de Francia. En su «Conquista Mineral», publicada hace pocos años, el señor de Launay insiste con fuerza en demostrar que la historia nos presenta repetidos casos de guerras provocadas por la codicia de los metales. En el fondo de los motivos de la actual bien puede haber lo mismo, puesto que la posesion del hierro i el carbon en condiciones incomparablemente favorables, daria de hecho a una sola nacion la supremacia industrial i comercial por uno o mas siglos, por lo ménos en Europa. El equilibrio europeo exigiria en el concepto del autor, no ya una equivalencia en los armamentos de mar i tierra, sino una equivalencia en las fuerzas productoras de las agrupaciones en lucha. Estas fuerzas dependen en gran parte de la riqueza mineral, como lo demuestra en este artículo. Por lo tanto la paz futura dependeria del reparto de éstas. Si el instinto bélico no viene a moderarse en las naciones, como ha sido dominado el fanatismo religioso, tememos mucho que esta nueva fórmula no valga mas, para la paz, que la equivalencia de los armamentos. Independientemente de la con-

(1) Traducido de la «Revue des Deux Mondes», Setiembre de 1915, por don Javier Gandarillas M.

clusion a que llega el autor, el artículo tiene muchos datos i observaciones que merecen conocerse entre nosotros.—J. G.

Existen riquezas inagotables que la tierra ve renovarse en cada primavera i fructificar en cada verano. En la produccion de éstas su papel real consiste simplemente en ser un intermediario o un soporte, que la planta primero i el animal en seguida, por medio de la planta, utilizan, al poner a contribucion las reservas ilimitadas de la atmósfera. La tierra, cuando posee en grado superior semejante fecundidad, fija, nutre i desarrolla una poblacion numerosa i duradera. No la atrae sino lentamente, porque solo le distribuye cada año una porcion renovable de su fortuna. La riqueza mineral es, por el contrario, un tesoro que el hombre puede gastar a manos llenas aunque esto sea so pena de agotarlo mui lijero. En vez de obtener en cada cosecha el interés del capital enterrado, se gasta en este caso, casi al deseo, el capital mismo; pero esta facultad de agotar el capital i de gozar de él a nuestro antojo, da a la riqueza mineral una fuerza de atraccion superior i hace de ello un instrumento incomparable de poblacion, gracias al cual las ciudades se crean, los medios de comunicacion se desarrollan, i la poblacion literalmente se amontona en pocos meses, a veces en pocas semanas, hasta en los lugares mas desheredados i desiertos del globo.

Esta virtud que vivifica pertenece a minerales mui diversos. Hemos podido observar sus efectos en nuestros dias para el oro de la Australia Occidental, para el del Transvaal i del Klondyke Canadiense, para el cobre de Arizona o de Sonora, para los nitratos chilenos del desierto de Atacama, para los fosfatos de Arjelia o de Tunisia. A menudo la poblacion que sobreviene es rápida; con la mayor parte de los minerales ella es sin embargo efímera: una vez el yacimiento agotado, el campamento minero desaparece casi tan rápidamente como surgió. Durante un corto período de abundancia, la sustancia extraida de la tierra reúne solamente a mineros i metalurjistas; luego esportada a puntos lejanos no provoca en la mina sino la industria restringida destinada a efectuar la separacion del metal de la ganga i a elaborarlo parcialmente. La prosperidad creada de este modo como con una varilla mágica no adquiere pues un carácter relativamente duradero sino cuando la construccion de las vías férreas, de los puertos, de los centros comerciales que las minas han orijinado, han podido a su vez suscitar otras industrias, i preparar el terreno a la colonizacion agrícola que puede perpetuarse por sí misma de un modo independiente. El caso de la hulla sólo es diferente: en primer lugar porque la mina de carbon encierra jeneralmente un tonelaje de materia útil incomparablemente superior al de una mina metálica, en seguida i principalmente, porque el carbon en vez de ser el objetivo final del esfuerzo efectuado, como para el oro, la plata, el cobre, o bien por

el hecho de ejercitar solamente su acción eficaz a largo plazo, es él mismo un instrumento, un agente de trabajo, una energía lista para revivir.

En el país privilegiado en que la presencia del carbon se encuentra revelada, todas las industrias de elaboración, de fabricación, de transporte que viven de él tienden inmediatamente a desarrollarse conjuntamente, ya que en las condiciones industriales modernas muchas no pueden vivir sin el carbon a pesar de la ayuda que ha venido a proporcionarle en estos últimos años la hulla blanca o el petróleo. Una tras otra i una con otra las industrias florecen multiplicándose como pueden hacerlo las células en la vida de un ser organizado. Comparar un país que posee la hulla con otro que no la tiene, es hacer una experiencia análoga a la de Franklin cuando esparció yeso sobre algunas porciones de un campo sembrado de trébol: se ve inmediatamente cómo se desarrolla el crecimiento en las partes donde ha caído ese rocío fecundante.

La hulla es nuestra piedra filosofal, ella es el talisman mágico de los tiempos modernos, gracias al cual nuestros héroes legendarios penetran en los castillos encantados adonde brillan los tesoros amontonados. Por su virtud misteriosa, por esta energía condensada en toda su sustancia, en una época prehistórica, los palacios en que todo duerme se despiertan i la actividad que se produce no es solamente un símbolo, parece literalmente que la vida es creada, mantenida, desarrollada por estos fragmentos ne-gruzcos en los cuales los químicos no ven sino carbono, hidrógeno i ázoe. Así nacen ciudades que pueden, como la misma mina de carbon, durar centenares de años i que el día en que ésta desaparezca por agotamiento, encontrarán aun a menudo razones para sobrevivir fundadas en las facilidades comerciales que se han perpetuado i arraigado. La humanidad ha conocido talvez, en tiempos muy lejanos, una edad de oro; su edad de hierro dura siempre, pero esta edad de hierro está asociada hoy con una edad de la hulla.

El carbon no es efectivamente sólo un instrumento de paz, es también, lo presenciamos cada día, una formidable máquina de guerra. Es él, es el sólo él que permite la fabricación intensiva de los cañones i de los obuses. En el tragante de los hornos altos, en las parrillas de los hornos Martin, alimenta la producción del acero; por medio de sus alquitranes da los fenoles i las bencinas, los ácidos pícricos i los toluenos; gracias a su potencia aplicada a los dinamos ayuda a transformar el aire pacífico en nitratos mortíferos. Asociado con el hierro, proporciona bajo mil formas, la fuerza belicosa que, si no logra ya primar el derecho, como lo ha hecho durante demasiado tiempo, sin duda será reclamada por el derecho para triunfar.

Hai en esto, notémoslo bien, un estado de cosas que no es absolutamente necesario en sí mismo, a pesar del carácter casi fatal que afecta hoy. Los hombres han vivido durante largos siglos sin que esta tiranía moderna de la hulla les fuera impuesta. El tiempo en que se ignoraba prácticamente el «carbon de piedra» está apenas alejado dos o tres siglos de nuestros días, la época en que ha pasado a ser el agente indispensable de nuestra industria

no data sino de algunas jeneraciones. Su intervencion omnipotente en una guerra que ha pasado a ser ella misma industrial, es cosa de ayer. Es aún un jóven soberano este actual dueño del mundo. I cuando en un millar de años, todo el carbon almacenado en las entrañas de la tierra, durante la larga era de períodos jeológicos, se haya disipado en humo, cuando esta enorme reserva de fuerza sacada en otros tiempos del sol durante millares de años desaparecidos se haya evaporado en la atmósfera, será preciso que el hombre haga lo que hacía en los tiempos antiguos, o en la Edad Media, esto es que busque diferentes fuentes de enerjía: fuentes antiguas o nuevas reveladas por su física i su química. Será preciso que su utilería se transforme, sus talleres despues de haberse concentrado desmedidamente, deberán cambiar de lugar i dispersarse. Entónces los paises industriales serán sin duda aquellos que puedan aprovechar mas directamente la actividad presente del sol, en el movimiento de las aguas corrientes, en el calor ecuatorial, en las fuerzas radio activas que compenentran el espacio en rayos invisibles. Mucho tiempo ántes de este plazo fatal, pero aun mui lejano, una evolucion análoga, en la cual será preciso pensar luego, arruinará uno tras otro los paises europeos a medida que se vayan agotando sus yacimientos de hulla. En nuestra época un pais no puede dejar de vivir sin carbon como un cuerpo vivo no puede vivir sin sangre.

Este poder fecundante de la hulla en la forma provisoria de nuestra civilizacion es conocido de todos i se me reprochará talvez que lo haya celebrado con mas énfasis que novedad; pero hai momentos en que conviene repetir ciertos hechos consabidos. Desearia, despues de muchos otros, tratar de analizar esta fuerza que no tiene ya nada de misterioso, desearia recordar brevemente su evolucion histórica, primero de un modo jeneral, en seguida con algunos ejemplos particulares. Es un análisis necesario para poner en evidencia todo el alcance del fenómeno. Mi objeto es aplicar despues estas leyes económicas a nuestro pais que carece i carecerá mas i mas de combustible, como carece de hombres, miéntras nuestros enemigos rebalsan. Ayer solamente no producíamos las dos terceras partes de nuestros consumo; es apénas esto la mitad de lo que necesitaríamos para llegar a ser esportadores como podríamos; como el desarrollo de nuestras costas, como nuestra riqueza en minerales de hierro nos permitiria llegar a ser. Comparado con esto la Alemania, que tenia desde mucho tiempo a este respecto una riqueza superabundante, la ha doblado aún por medio de felices descubrimientos jeológicos que no tienen sus semejantes entre nosotros. No hai cultura o Kultur que sea capaz de resistir ante tal inferioridad. Pero en la guerra terrible impuesta a nuestro pacifismo podemos encontrar una ocasion única de curar un mal que nos invadia como una parálisis progresiva. Mañana, si nuestra voluntad de vencer es bastante tenaz hasta el fin, si despues de la victoria los diplomáticos que redactarán el tratado de paz comprenden la gravedad primordial del problema que se plantea aquí, habremos conquistado el medio de desarrollar nuestras industrias de abrir un ancho campo

a nuestras iniciativas, i digámoslo, la posibilidad tambien de provocar de este modo, este impulso de nuestra poblacion que nos será indispensable, no solamente para prosperar, sino para vivir.

* *

Hagamos para empezar un poco de historia para nosotros la amplitud del sujeto i la jeneralidad de las conclusiones que queremos aplicar al caso de Alemania i Francia. No hai necesidad de buscar en el pasado cuál fué el empleo restringido que se hizo de la hulla como combustible en la Antigüedad o en la Edad Media. No son estos comienzos mediocres lo que nos interesa. Quemando carbon en vez de leña los hogares domésticos o industriales cambiaban de carácter. El poder real de este mineral no empezó sino el dia en que se inventó el empleo del vapor como fuerza motriz, sustituyéndose por primera vez esta energía flexible, movediza i siempre renovable a las inmóviles fuerzas hidráulicas, a los agentes animados demasiado pronto fatigados. Cuando se hubo inventado esta nueva palanca, la fuerza elástica del agua trasformada en vapor, el mundo se vió obligado a emplearla mas i mas de un modo esclusivo, i la pequeña esperiencia de Dionisio Papin pasó a ser, por algun tiempo, el principal, casi el único medio de obtener fuerza gastando calor, por medio de una transmutacion cuya jeneralidad, i por lo tanto la lei, se sospechó por mucho tiempo. La vuelta parcial a la hulla blanca es mui reciente, la electricidad no es sino un intermediario, la actividad química tiene empleos restringidos solamente. Desde hace cien años, sacamos toda nuestra potencia mecánica de los rayos de sol fosilizados que nos vuelven a contar los calores de los veranos carboníferos, del mismo modo que las palabras de los Arimaspias i de los Nefelíbatas, volvian a resonar, en los oidos de Panurgo, cuando se deshelaban.

El descubrimiento de Papin data de 1687 i la primera máquina de vapor de 1705; pero el primer buque movido por el vapor de Fulton no viene sino en 1803 i la aplicacion de la caldera tubular de Seguin i la locomotora de Stephenson datan de 1827. Es casi una historia contemporánea. En seguida, todo poderoso por el vapor, el carbon de piedra ha estendido sus conquistas. Ha pasado a ser el elemento esencial de la metalurgia, i ha hecho retroceder poco a poco a la leña. Con la fabricacion del gas ha conquistado el alumbrado. Por todos los sub-productos que da su destilacion se ha amparado de la industria química i ha reemplazado al reino vejetal en la fabricacion de las materias colorantes, de los productos farmacéuticos i de la lana. Cuando las tabletas alimenticias de ázoe, de Berthelot, figuren en nuestros «menus», nos dará tambien probablemente nuestra alimentacion de carbono. Fuera de sus virtudes propias, ejerce una accion de presencia que vivifica, En el mundo material, como en el mundo moral un sistema de conexiones

i de engranajes atrae la fuerza hácia la fuerza, la industria hácia la industria, el éxito hácia el éxito.

Todo el mundo sabe en conjunto lo que ha sido, durante el siglo XIX esta toma de posesion del mundo industrial por la hulla. Pero ¿se conocen acaso las proporciones precisas de este gran fenómeno? Al principio del siglo XIX el mundo empleaba unos diez millones de toneladas de carbon en calentarse, hoi dia absorbe en cifras redondas mil millones. En cien años hemos centuplicado. La Francia sola utiliza hoi mas hulla que todo lo que consumia el mundo en 1800, i este incremento recibe una aceleracion de dia en dia comparable a la que precipita la caida de los cuerpos. En millones de toneladas, la produccion de 1800 siendo representada por 10, la de 1875 lo es por 280, se alcanzó 770 en 1900, 1,052 en 1908, 1,186 en 1912. Estas cifras mismas hacen ver cómo una cuestion que podia parecer insignificante hace un siglo, secundaria hace cuarenta años, tiende a ser preponderante hoi. Parece siempre que esta progresion va a retardarse; engaña, por el contrario, las previsiones mas exajeradas para el porvenir, con un nuevo salto hácia adelante. Todos los continentes contribuyen para ello i aun aquellos que han sido abiertos a la industria mas recientemente, intervienen uno despues de otro: la China, la Siberia, el Africa Austral. Pero en los paises viejos es una fiebre. La Alemania, para escojer el ejemplo mas típico, sobre el cual voi a volver a insistir, ha pasado en los cinco últimos años que ha precedido la guerra actual (1908 a 1913), de 215 a 256 millones de toneladas. La yuxtaposicion de estas dos cifras representa una formidable victoria que fué ganada sobre los aliados actuales en plena paz.

Cómo una industria hullera nace, se desarrolla, i pasa a ser a su turno fuente de vida, lo veremos luego en algunos casos particulares. Esta enseñanza que vamos a adquirir debe servirnos para deducir de ella inmediatamente conclusiones, sin olvidar la comparacion de dos o tres paises vecinos a la cual vamos a consagrar nuestro estudio.

Las ciudades industriales, que representan la principal fuerza de accion i el gran elemento enriquecedor de un pais moderno, pueden ser divididas en dos grupos principales. Las unas son antiguas, famosas desde hace largo tiempo, orgullosas de su pasado, fuertes con su riqueza adquirida, a veces algo adormecidas. Condiciones favorables (que, para algunas, han cesado de serlo en tal alto grado) provocaron en tiempos pasados su desarrollo mantenido desde entónces por la velocidad adquirida por la tradicion, por los capitales acumulados. Ellas han poseido en otros tiempos, si es que ya no los poseen, combustibles, minerales, un acceso rápido i fácil, casi siempre por una via acuática, hácia la fuente de sus materias primas i hácia el mercado de sus fabricaciones. Las otras, cuyos nombres son a veces apenas conocidos, por lo recientes, han nacido ayer, lójicamente, sistemáticamente por la aplicacion espontánea o ficticia de una necesidad económica: casi siempre en una cuenca carbonífera, o a veces, próxima, simultáneamente de la mina i del mar o de las vias navegables que a ella conducen. Los paises

viejos como Francia e Inglaterra; tienen muchas ciudades pertenecientes al primer grupo; la Alemania antigua tenia tambien otras que aun subsisten; pero la Alemania moderna, que se esfuerza por tomar una marcha a la americana, tiende a conformarse mas i mas sobre el segundo tipo, i esta es su fuerza.

Es fácil comprender por qué los dos sistemas pueden subsistir uno al lado del otro, por qué, segun los casos, puede defenderse una u otra de estas dos soluciones. Es algo parecido al eterno conflicto que se vuelve a encontrar en todos los dominios entre conservadores i avanzados entre los antiguos i los modernos, entre el capital i el trabajo.

Toda ciudad industrial del pasado ha tenido su razon de ser lójica en otros tiempos. Mejor provista i mejor situada para vender, a veces mejor defendida, ha nacido gracias a las circunstancias favorables que han sabido aprovechar las personas de iniciativa laboriosa, intelijente i perseverante. Si las mismas circunstancias han podido perpetuarse, sus ventajas son enormes. Debido a su misma fortuna los medios de comunicacion abundan, las casas de negocio gozan de la autoridad de una reputacion bien ganada; la poblacion numerosa proporciona, junto con los productores, tambien una parte de los consumidores igualmente necesarios. Un haz de industrias i de negocios comerciales se ha creado allí i se prestan un mutuo apoyo. Aun si las circunstancias primitivas se han modificado, con tal que no hayan cambiado a favor de un competidor mui cercano, una antigua ciudad aprovecha todavia algun tiempo las ventajas obtenidas en el pasado transmitidas por las tradiciones de familias i las que se derivan de un medio favorable para el aprendizaje de los niños. Puede llegar a sobrevivir refinando productos mas i mas perfeccionados en los cuales la parte de la materia prima se debilita de dia en dia.

Las otras ciudades, las ciudades de ayer poseen en cuanto a la abundancia i a la baratura de produccion, singulares facilidades. ¿Dónde han crecido ellas? Se podria casi sin conocerlas, determinarlo de antemano por el cálculo. Toda industria de elaboracion o de fabricacion consume hulla, utiliza materias primas, transporta productos. Si no necesita sino una habilidad comun i corriente, puede admitirse que el gasto por concepto de salario es en todas partes análogo. Adicionemos los tres precios de transporte calculados para estos tres grupos de materias i operaciones, con relacion a sus pesos respectivos i de la distancia por recorrer; obtenemos así un gasto total que se trata de reducir a su mínimo, permitiendo que crezca uno de estos elementos, no es preciso, con tal que resulte de ello una mayor reduccion de los otros dos. Casi siempre la ventaja le corresponderá a la hulla, porque se necesita mucha cantidad, porque es pesada; porque rinde sub-productos cuya utilizacion completa no es posible sino en un centro de gran actividad, porque su yacimiento está localizado en un punto, mientras tanto los otros materiales llegan a veces de todos los rincones del mundo, de la misma manera que allí se dispersan los productos manufacturados. La ciudad

industrial moderna es pues casi siempre una ciudad hullera, sobre todo si esta ciudad hullera ha podido, como un Newcastle, o un Liverpool, o un Cardiff beneficiar del mar o por lo ménos si está fácilmente unida a él como lo están las ciudades prósperas de Beljica o del norte francés, o de la Westfalia.

I esta necesidad de la hulla se impone aun a las ciudades antiguas de las cuales hablaba hace un momento. Ha habido grandes usinas metalúrgicas que han conservado su valor al trasformarse despues de haber perdido los minerales que las han hecho surgir. Sheffield, por ejemplo, no utiliza ya los minerales del Hallamshire; el Creusot tampoco los de Saone i Loira, ni Montluçon emplea ya los del Berry, ni Lieja los de las Ardenas, ni Essen los del Ruhr o del Siegen, así como tampoco la Vieille Montagne fábrica hoi su zinc con los yacimientos agotados de Altenberg o de Welkenraedt. Pero todas ellas gozan del carbon al pié. Tampoco el antiguo Manchester, ni el viejo Birmingham, ni el viejo Saint-Etienne podrian mantenerse con la misma actividad si no fuera porque la campiña está tachonada de negro por el terreno carbonífero. Acaban de crearse numerosas industrias metalúrgicas francesas en todo el norte de Francia compitiendo con las de Meurthe i Mosela, sabiendo desde el primer dia que los minerales de hierro les faltarian, pero pudiendo, sin embargo, emprender la lucha porque aprovecharán sus ventajas para procurarse la hulla por su situacion.

Seria inoficioso insistir sobre estas jeneralidades. Vale mas mostrar ahora, por el ejemplo comparado de Francia i sus vecinos inmediatos, cuál es el papel esencial que debe atribuirse a esta cuestion de la hulla en la historia económica, financiera i, por consiguiente—porque todo se encadena—política de estos últimos tiempos. Podria tambien hablar de los Estados Unidos, i encontraria allí ejemplos particularmente típicos en favor de mi tésis. Aquellos que podria citar no nos tocan aun mui directamente; su peso se hará sentir el dia de mañana sobre la Europa, cuando los americanos sepan sacar provecho de los resultados fatales de una guerra esterminadora entre europeos, que les parece ser una guerra fratricida. Pero los tres casos de Gran Bretaña, Alemania i Francia, me servirán ampliamente para mostrar cómo las grandes prosperidades recientes,—i las decadencias que hacen contraste con ellas—han tenido por causa principal la existencia o la ausencia puramente fortuitas de vastos campos hulleros. La grandeza creciente de Inglaterra hasta el último cuarto del siglo XIX, no ha provenido solamente de su posicion insular, de su espléndido aislamiento que la liberaba de nuestras cargas, ni tampoco ha provenido de ciertas cualidades morales mui reales i positivas de sus habitantes. La Béljica no habia alcanzado su riqueza de ayer por la sola sabiduría laboriosa de los flamencos. Felicitemos a los hombres por haber aprovechado las armas que les habian sido puestas en sus manos para combatir; pero empecemos por echar una ojeada sobre un mapa jeológico i miremos la trayectoria de este vasto surco hullero que atraviesa toda la Europa desde el Pais de Gales hasta el Donetz. Por todas

partes donde pasa subterráneamente, hace surgir la riqueza a la superficie como esos riachuelos invisibles que son atravesados por los pozos artesianos a lo largo de los cuales una prolongada fila de oásis estaca el desierto. Aquí el norte frances, la cuenca belga de Charleroi, de Namur, de Lieja, acá la región del Rhin, la Westfalia, i despues de una larga interrupcion la Silesia. Diré en seguida cómo, desde hace veinte años, la potencia hullera, ya enorme de Alemania, se ha encontrado doblada, desde la Westfalia hasta el Rhin. Busquemos en este acrecimiento, mucho mas que en el prestigio debido a sus victorias i a su organizacion militar, mas aun que en su elasticidad i su espíritu comercial, el secreto de este prodijioso vuelo, bajo el cual el mundo iba a sucumbir aplastado, cuando esta lei paleontológica que ha hecho siempre desaparecer las razas que han llegado a proporciones desmedidas, ha provocado en ella un último acceso desastroso de megalomanía mórbida. Se probaria fácilmente con ejemplos inversos, que si en el mundo contemporáneo, las naciones latinas, privilegiadas en otros tiempos, no ocupan todo el lugar a la cual su superioridad intelectual i una larga anterioridad de civilizacion, les dan derecho, es porque la Italia carece de carbon, porque la España casi no tiene, porque la Francia tiene demasiado poco.

Al examinar este lado único de problemas mui complejos, podria parecer que exajero a veces su importancia. No es porque yo desconozca de ningun modo el valor de los factores humanos, la iniciativa, el trabajo, la ciencia, el espíritu de organizacion, la paciencia misma, i la fortaleza en presencia de los fracasos. El hombre puede mucho para utilizar i dejar perder las fuerzas de la naturaleza. Negarlo ante la evidencia seria desanimar sin razón a todos aquellos a quienes la naturaleza ha desheredado i cuya voluntad no es por esto ménos firme. Haré sobre esto mas de una alusion en las páginas que siguen. Pero el soldado mas bravo queda impotente si no tiene un fusil o un sable, el jeneral mas hábil fracasa si le faltan cañones, municiones o vias férreas. El maquinismo moderno aumenta cada dia, en vez de disminuirlo, al peso de las fatalidades que pesaron sobre el hombre primitivo, i del cual un Lucrecio pudo creer que la civilizacion iba a ser luego libertada. La ciencia que debia darnos la libertad no ha hecho sino volvernos a colocar bajo el yugo. En vano se esfuerza para multiplicar nuestras fuerzas, transformar los elementos que la tierra le presenta a su voracidad, en vano intenta penetrar tímidamente en la via de las transmutaciones soñadas por los alquimistas. Nuestra ambicion crece aun mas lijero que nuestra ingeniosidad. El espíritu que juega con las trasformaciones, no ha llegado todavía, ni llegará jamas a crear ni fuerza ni materia, i la participacion del valor humano no crece tan lijero como lo habian soñado los poetas, en un mundo que está sometido mas i mas a las concurrencias vitales, a las avidedes i a las hambres.

*
* *

La primera aplicacion que hagamos de estas ideas se referirá a la Gran Bretaña. El ejemplo es instructivo porque es seguramente el país en donde el papel representado por la hulla i el maquinismo es el mas antiguo, de manera que su evolucion se encuentra ahí particularmente avanzada i en donde el vuelo industrial parece aún, desde hace algunos años, haber pasado por su punto culminante. Otra enseñanza mui característica la tenemos aquí en el hecho que la jeología ha dividido netamente la Inglaterra en una zona hullera i en una zona sin carbon, de donde se sigue una separacion no ménos neta en la política i en la industria, todo lo cual muestra patentemente la relacion de causa a efecto como en una experiencia sistemática.

La riqueza moderna de la Gran Bretaña está fundada, como todo el mundo lo sabe, en dos privilegios naturales: su posicion insular i su riqueza en hulla. El día en que Fulton combinó estas dos fuerzas utilizando el carbon ingles para la propulsion de un buque ingles quedó marcado el vuelo definitivo de esta maravillosa fortuna (1). Desde este día, la Gran Bretaña ha tenido la tendencia de ser lo que ha sido hasta recientemente, el trasportador jeneral para los países de ultramar: esportando no sólo el carbon, sino tambien los productos elaborados gracias a este carbon i trayendo en cambio, como flete de retorno, las materias primas necesarias a su industria. La isla entera no ha participado en este movimiento, i es aquí en donde empieza a tomar cuerpo el fenómeno cuya fácil demostracion buscamos. Acabo de referirme a la division que marcan a la vez los mapas jeológico, industrial, agrícola i político de Inglaterra. El límite de las dos zonas del país forma una línea dirigida mas o ménos del norte al sur, que va de Newcastle a Birmingham, Bristol i Dartmouth. Hacia el este tenemos la verde Inglaterra, el país agrícola, el país conservador, el dominio de los lores; al oeste, la Inglaterra negra, el país de los sindicatos obreros i del socialismo. El mapa jeológico nos lo esplica. La Inglaterra verde se estiende hasta el límite de los sedimentos secundarios i terciarios con capas alternadas regularmente de calizas blanquizas, de arenas i arcillas, en donde filtran las fuentes, donde crecen los pastos, donde maduran las cosechas. La Inglaterra verde que viene en seguida partiendo de la cadena Penina i de Severn, es la rejion de los terrenos primarios mas duros i mas oscuros, de las esquitas i areniscas mezcladas con granitos, en medio de los cuales se estienden las manchas negras de las cuencas hulleras. Durante mucho tiempo el este, donde se habian establecido los vencedores, ha dominado al oeste, mas pobre, donde se habian refugiado las razas vencidas. La Inglaterra era entónces un país agrícola,

(1) En Birmingham fué donde Watt dominó el vapor, en donde Murdock inventó el gas de alumbrado y la locomotora. Fué en Glasgow donde funcionó el primer buque de vapor, y fué en Liverpool en donde el primero de estos buques se lanzó a través del Océano.

en donde la riqueza, i con la riqueza el poder, pertenecian a los conquistadores, a los lores que eran dueños de la tierra. Los países llanos i fértiles del Támesis i del Trent, la Inglaterra normanda de Durham, de York, de Salisbury, dominaba en aquellos tiempos. Pero hace un siglo mas o ménos el empleo del carbon hizo surgir en todos los países desheredados del oeste, las poblaciones obreras, donde las jentes amontonadas se decuplicaron i centuplicaron. A partir de este momento se ha visto mas i mas, a pesar de algunos retrocesos momentáneos, que el oeste levanta la voz i despues, desde 1832 impone su voluntad, la voluntad del pueblo, a la rejion del este. Las ventajas i los defectos del sistema inglés, que los recientes acontecimientos han puesto de manifiesto con alguna crudeza, han nacido de ahí. La Inglaterra está gobernada por los hombres del carbon, del hierro i de los hilados: ya por el número, siempre ciego cuando se trata de ver mas allá de sus intereses inmediatos; ya por los hijos o los nietos de aquellos que se han enriquecido por su trabajo por sus iniciativa, demasiado a menudo dispuestos a aprovecharse sin esfuerzo de los resultados adquiridos i a dormirse sobre los laureles de sus padres. I esta trasformacion que domina la historia política inglesa está perfectamente ligada a la presencia del carbon en el subsuelo, pues allí donde el carbon no aparece, en el oeste, en esos islotes del País de Gales i del Cornwall que la marca industrial rodea sin taparlos, las viejas razas han conservado sus ideas i su carácter antiguo.

Si dejamos a un lado estas rejiones celtas, las ciudades del oeste son o bien simplemente pueblos mineros o ciudades de hierro, o ciudades que se han especializado en tal o cual rama de la industria favorecida por la proximidad de los campos hulleros i mas particularmente determinada por alguna antigua circunstancia local. Las cuencas de Newcastle, del Lancashire i del Yorkshire han hecho a Newcastle on Tyne, a Liverpool, a Manchester i a Sheffield. En el centro está Birmingham; al sur Swansea i Cardiff. La asociacion con los minerales de hierro ha producido Barrow in Furness; la misma con los minerales del Cumberland ha levantado a Middlesborough. Los dos grandes puertos de Newcastle i de Liverpool, el uno mirando hácia el este, el otro hácia el oeste, se encuentran en las dos estremidades del principal campo hullero, en las embocaduras de rios que hacen de ellos inmensos puertos. Swansea i Cardiff, sobre el canal de Bristol, se han erijido la una para tratar los minerales de cobre i de plomo que ahí llegan de todas partes del mundo, la otra para esportar sus carbones a todos los continentes. Manchester, Sheffield i Birmingham, ménos favorecidas por su situacion para la esportacion, mas centrales, han conservado cada una una especialidad que remonta a los tiempos pasados. Manchester, el algodón, gracias a su union con Liverpool por un canal i por vias férreas; Sheffield, el acero; Birmingham, los pequeños objetos, plumas, armas, calderas, máquinas i rieles.

Sin pretender hacer un curso de jeografía, no tenemos sino que recorrer algunas grandes ciudades del norte al sur; encontraremos siempre por todas partes la influencia vivificadora de la hulla.

Pasando a Escocia, tenemos aquí a Glasgow. La segunda ciudad de las Islas Británicas debe su prosperidad a su posición sobre la cuenca carbonífera escocesa i sobre el río Clyde, cerca de los antiguos minerales de hierro del Lanarkshire. De aquí nacen astilleros de construcción i manufacturas de todo género que ofrecen una diversidad muy particular. Glasgow tenía 80,000 almas en 1801; tiene ahora cerca de 800,000.

Al sur-este, Newcastle fué uno de los primeros pueblos que explotaron la hulla desde el siglo XII. En 1739, dirige ya una gran esportación de carbón que se extiende hasta París i Marsella. Muy luego todo el Tyne, sobre 19 kilómetros de longitud, pasa a ser un inmenso puerto, a lo largo del cual se escalonan las usinas, i es un vasto malecón de embarque para los carbones i los fierros. En los últimos diez años solamente, de 1901 a 1911 el número de sus habitantes ha crecido de 215,000 a 267,000 almas.

Manchester es una ciudad muy vieja; pero si la industria del algodón, introducida en el siglo XIV por obreros flamencos ha tomado el desarrollo que se conoce, es porque el vapor, producido económicamente por los carbones de la vecindad, ha podido aplicarse a las hilanderías. De 454,000 almas en 1901, ha pasado a 715,000 en 1911.

Sheffield era una aldea feudal que se dedicaba a la industria del hierro. Su supremacía en el campo del acero provino una vez más de la vecindad de las minas de hulla. De 1801 a 1871 su población había sextuplicado. Ella alcanzó 380,000 almas en 1901, 455,000 en 1911.

Desde Sheffield a Birmingham, en los Midlands, por todas partes contemplamos el reinado del carbón. Sobre 25,000 kilómetros cuadrados, más de 40,000 manufacturas i talleres esparcen a todos los vientos sus torrentes de humo.

Liverpool por fin no es solamente una ciudad de la hulla sino también un centro de gravedad para las islas hermanas de la Gran Bretaña e Irlanda: un punto de partida para los cambios internacionales. Sin embargo, estas ventajas naturales no han fructificado sino gracias a que ha podido unirse directamente a las ciudades industriales, nacidas ellas mismas de las cuencas hulleras. Estaba indicada por cierto para conocer el primer ferrocarril i el primer barco de vapor. De 5,000 almas en 1700 ha llegado a tener más de 750,000.

He multiplicado tal vez demasiado estos ejemplos. Se pueden resumir en algunas cifras de conjunto. Al principio del siglo XIX, la Inglaterra, que había tomado la delantera en la industria carbonífera, producía más de la mitad del consumo mundial: 7.5 millones de toneladas sobre 13; los Estados Unidos no intervenían entonces. En 1911 la proporción europea se ha mantenido igual: 264 millones de toneladas sobre 666. Como lo veremos luego, estas cifras habían aun sido más favorables hace una década. Esto basta para explicar el papel mundial que corresponde a este país. Si ha parecido declinar desde hace algún tiempo, la política interior ha contribuido a ello sin duda; pero la extensión de las explotaciones hulleras de Ale-

mania, además de sus efectos directos sobre el comercio inglés, ha contribuido mucho a la adopción de ciertas innovaciones desgraciadas de esta política.

Justamente es porque Alemania ha emprendido vigorosamente la lucha de la competencia, gracias a su riqueza en hulla aumentada bruscamente, porque los ingleses, algo adormecidos hasta entonces con las ventajas de su fortuna, han empezado a encontrar la vida menos fácil, han empezado a perder sus fuerzas en luchas intestinas propias para agravar el mal i se han lanzado por fin en un imperialismo que, para algunos políticos, pareció el mejor remedio. El imperialismo acariciado por Manchester, el proteccionismo conexo, tan contrario a las viejas tradiciones inglesas, tenían por objeto asegurar a la industria inglesa esos inmensos mercados con los cuales ella se había habituado a contar, gracias a la baratura de su carbón que arrastraba la baratura de los fletes, i que la Alemania, industrialmente más joven, i por ende más emprendedora i mejor armada técnicamente, comenzaba a disputarle. Estos tiempos nos aparecen ya tan lejanos que bien puede uno arriesgarse a hacer su historia. Confesemos pues la verdad. Cuando después de haber casi reconciliado la Francia i la Alemania con Fashoda, José Chamberlain, inició esa empresa del Transvaal que nos parece hoy marcar una vuelta fatal para Inglaterra, obedecía él al sentimiento de malestar causado por la entrada a la palestra del competidor germánico, en el mismo momento en que tantos mercados se cerraban ya por efecto de la emancipación progresiva de los países nuevos. La Inglaterra ha estado, desde ese momento, como un enfermo que se ajita i se revuelca en su cama. El encadenamiento de los acontecimientos ha podido ser disimulado por esa misma complejidad, pero hay derecho de denunciarlos en el orden siguiente: desarrollo de las hulleras alemanas; tendencia alemana para extender sus exportaciones utilizando este carbón; objetivos coloniales i marítimos de Alemania; beneficios menores obtenidos por los fabricantes de manufacturas inglesas que han luchado en la competencia; concepción imperialista dentro de la cual el haz de colonias británicas monopolizadas debía formar una cooperativa general de producción i de consumo; guerra de conquista del Transvaal, con un gasto de millares para dejar maltrecha la gallina de los huevos de oro; aumento de los impuestos, exigencias i desórdenes de los sindicatos obreros; aumento del precio de costo, i por consiguiente, de las dificultades económicas de la industria; en fin, tensión tal, en ambas riberas del Mar del Norte, que la eterna cuestión de Oriente ha podido desencadenar una guerra sin precedentes, de la cual la Inglaterra saldrá, no lo dudamos, completamente rejenerada.

Si hay todavía mineros ingleses que no comprenden el interés vital de esta guerra i que esperan, para participar en ella, oír estallar las bombas de los Zeppelines sobre sus casas, es porque no han leído las estadísticas. Yo recordaba, al principio de este acápite, que la Gran Bretaña ha producido durante todo el siglo XIX, la mitad, más o menos, de la hulla europea: lo

que significa un aumento considerable año tras año. I bien, desde 1908, este aumento ha cesado. En el espacio de cinco años, entre 1908 i 1913, miéntras los Estados Unidos pasaban de 370 a 557 millones de toneladas i Alemania de 215 a 256, la Gran Bretaña permanecía estacionaria. Si el año 1914 hubiera sido un año normal, habria marcado la fecha de un acontecimiento industrial que constituye un símbolo por sí solo: la produccion jermánica de carbon (comprendiendo es verdad los lignitos) sobrepasando por primera vez la produccion británica. Esta es la expansion que ha hecho estallar automáticamente los obuses, mas que todos los picratos i los cloratos inventados por la química.

*
*
*

Estudiando la Inglaterra me veo obligado a hablar de Alemania. Es que el lazo entre los dos sujetos es, ya lo hemos visto, mui directo. La rivalidad comercial, i de rechazo, la habilidad política de Alemania i de Inglaterra ocupan un lugar prominente en los acontecimientos contemporáneos.

El gran desarrollo de Alemania ha empezado poco despues de 1871; no inmediatamente despues de la victoria, pues hubo en 1875 una crisis violenta que puede llamarse una crisis de crecimiento, pero que está en relacion directa con la fecha de la formacion del Imperio aleman. Este desarrollo ha sido enorme. Sin duda los alemanes lo han exajerado aun en sus publicaciones i en sus discursos segun su hábito permanente de jactancia, i en virtud del proverbio que dice que la riqueza busca a los ricos. El hecho es sin embargo innegable i la guerra actual habrá dado una sensacion demasiado neta de ello a aquellos que lo ignoraban o lo negaban con obstinacion. De aquí viene que se haya popularizado la idea que la fortuna es debida al prestigio de la victoria i a la fuerte organizacion militar del Imperio aleman. Esta cita es lo que se ha repetido mucho i los alemanes en primer lugar se han prestado para dejarlo creer a los demas. Era natural en su sentir, que el pueblo elejido fuera tambien el pueblo dominador i esplotador del Universo. No incurriré en el exceso inverso i no trataré de hacer creer que la Alemania moderna ha salido automáticamente i fatalmente, sin ninguna intervencion humana de las negras profundidades donde sus «Kobolds» estraen paciente-mente el oro del Rhin, ménos brillante, pero mas útil que el de la leyenda. Es por lo ménos indudable que la victoria ha dado a los alemanes esta fé en sí mismos i este espíritu de empresa que son un elemento esencial del éxito. Ella los ha libertado de todas las luchas inútiles, destinadas anteriormente a constituir su unidad. Desde ese momento lo han visto todo grande, a veces hasta la exajeracion, i han tenido confianza en un gobierno que habia preparado su triunfo: gobierno ademas que estaba dispuesto a fomentar poderosamente, metódicamente, por todos los medios posibles, el desarrollo de las industrias. No son éstos factores despreciables. Sin embargo, nada de lo que hemos visto habria podido realizarse sin la extrema abundancia i la

baratura de la hulla. Sobre esto vale mas dejar hablar a los números. Sin remontarnos mas léjos que 1880, el conjunto de Alemania producía 50 millones de toneladas; en 1890, 90; en 1900, 150. En 1908 alcanzó 215 millones; en 1912, 255 millones; en 1913 cerca de 279 millones. Estas cifras comprenden, es cierto, los lignitos, que son combustibles inferiores. Pero aun, dejándolos a un lado, tenemos, para el período de 1901-1905, un término medio anual de 113 millones; de 1906 a 1910, 142; en 1911, 156; en 1912, 172; en 1913, 191. I esto no era sino el punto de partida de un vuelo que la guerra ha interrumpido, pues el efecto de los últimos descubrimientos hulle-ros apenas si se ha dejado sentir.

La directa intervencion de la industria hullera sobre el desarrollo de todo el país aparece inmediatamente al mirar de donde sale la hulla i donde se ha dirijido la corriente de la poblacion. Los dos tercios de la produccion hullera alemana (incluyendo los lignitos) vienen de Westfalia (102 millones de toneladas en 1913); el otro tercio de la Silesia (alrededor de 50 millones) i del Sarre (13 millones). Los carbones de Silesia i del Sarre dan poco coke. Casi todo el coke consumido por la metalurgia proviene pues de Westfalia. I bien ¿a dónde se ha producido el mayor incremento de poblacion? Una gran parte sin duda en las antiguas ciudades ya importantes que continúan ejerciendo su poder de atraccion sobre las masas, en Berlin Leipzig, Munich, Dresde, etc., pero ante todo en esta vasta cuenca hullera de Westfalia, o en sus vecindades en las ciudades industriales i marítimas que se beneficiaban directamente con el movimiento hullero. No hai en ninguna parte nada comparable con esos 1,500 kilómetros cuadrados del Ruhr, en donde se apiñan ya mas de once millones de almas i donde cada año trae un nuevo medio millon. En este estrecho espacio existen doce ciudades de mas de 100,000 habitantes que son, por órden de importancia decreciente: Colonia, Dusseldorf, Essen, Dortmund, Duisburg, Elberfeld, Barmen, Gelsenkerchen, Aquisgran, Crefeld, Mulheim, Hamborn. I todo esto resulta de la hulla cuya produccion ha decuplicado desde 1870. Es pues sobre este rincon de la Westfalia donde nos conviene dirijir la atencion: en primer lugar porque por su importancia domina desde hace mucho tiempo todo el resto; en seguida porque esta importancia, por el lado de las posibilidades para el porvenir, ha por lo ménos doblado en estos últimos años; en fin, porque la posicion jeográfica de la Westfalia, como el carácter fiscal de numerosas minas hacen de ella una prenda que está indicada de antemano para nuestras futuras exigencias.

He dado a conocer ya las cifras de la extraccion hullera westfaliana. Los gráficos que la interpretan son espantosos cuando se les mira con ojos de competidor, sugestivos si no espera tomar una participacion en ella. Todo se liga ahí. A los 11 millones de toneladas de hulla, corresponden en 1912, 22 millones de toneladas de coke, 550 mil toneladas de alquitran, 244 mil toneladas de sulfato de amoníaco, 14 millones de toneladas de lingotes de hierro. Cuatro sociedades tienen un capital de mas de 200 millones de francos; cinco están comprendidas entre 100 i 200 millones de capital;

i el balance de estas empresas presenta dividendos superiores, en término medio, a 10% sobre el capital-acciones invertido. La conexión de las diversas empresas tiene como punto de partida la hulla, pero arrastra las industrias mas diversas. La mayor parte de las sociedades mineras poseen al mismo tiempo, hornos altos i fábricas de acero; talleres de mecánica para obra gruesa i calderería se han instalado en sus alrededores. Entre los sub-productos, el sulfato de amoníaco proporciona los abonos; los alquitranes dan las materias colorantes; los gases hidrocarbурados sirven en las centrales, para producir fuerza motriz, la que una vez trasformada en electricidad alimenta a toda la rejion. I toda esta potencia económica está monopolizada entre las manos de sindicatos que, para la hulla, para el acero, para los alquitranes i los benzoles, para las sales amoniacaes, dominan el mercado, obrando sobre un conjunto de valores de mercaderías que suman millares de francos.

El Rhin i los canales que a él afluyen, ofrecen a esta industria colosal, arterias vivientes que traen el alimento i los medios de vida a los obreros, llevando hácia afuera los productos brutos o fabricados. La mitad del carbon por ejemplo, es consumido ahí mismo; la otra mitad es esportada. Todo el Rhin aguas abajo de Manheim es un inmenso puerto, casi continuo, cuyas salidas naturales son mas Rotterdam i Amberes que Hamburgo.

Rotterdam, unido al Rhin i al Meusa navegable por el Dordksche Kanal, ha pasado de 1.900,000 toneladas en 1883, a 18.000,000 en 1913 i de 72,000 habitantes en 1830 a 450,000 hoi. Amberes ha llegado a tener 302,000 almas. Esta es la razon por qué Amberes i Rotterdam han parecido a los ojos de todo espíritu aleman como debiendo llegar a ser forzosamente puertos alemanes.

No hai pues que equivocarse: el poder de la Westfalia es enorme i alimenta a Alemania. Voi a mostrar en un momento mas hasta qué punto se ha aumentado todavía recientemente. Pero le faltan, sin embargo, dos elementos de prosperidad indispensables: el acceso al mar dentro del territorio nacional i los minerales de hierro que tenemos la audacia de poseer en la Lorena. Si la invasion ha seguido el camino que se conoce, si los alemanes han roto el papelucho que garantizaba la neutralidad belga, corriendo el riesgo de ver levantarse a los ingleses contra ellos, es seguramente para sorprendernos en una frontera en la cual estábamos ménos defendidos; pero era tambien, i esto no se oculta ya mas, para realizar la anexion de Béljica que tendria que traer como consecuencia fatal la de Holanda. No es por casualidad que los alemanes han ocupado i conservan aun, con todas las usinas belgas, los dos tercios de nuestras carboneras del norte i de nuestros yacimientos de hierros de Lorena. Si por desgracia hubiéramos sucumbido, la primera «rectificacion de frontera» que se nos habria impuesto, nos habria despojado de nuestros minerales de hierro lorenos, que ellos sienten tanto no haber estimado en lo que valen en 1871. Teniendo tanto carbon, necesitan hierro para utilizarlo. Habiendo los acontecimientos tomado otro

jiro, ¿no tendremos el derecho de invertir el argumento i decir que para nuestros minerales de hierro necesitamos tambien una parte de su hulla?

Porque respecto a la hulla, tienen ahora a discrecion, exajeradamente i para siglos. ¡Tienen demasiado! Las últimas investigaciones con sondeos, fundadas en los últimos progresos de la jeología, que no han revelado nada en Francia, han enriquecido sériamente a la Inglaterra, la Béljica i la Holanda, ellas han, lo he dicho ya, doblado lo que poseia la Alemania. Esto es lo que no se sabe bastante fuera de los círculos de los especialistas; esto es lo que hai que repetir en voz alta, porque si no se efectúa ningun cambio en ventaja nuestra en la situacion actual, la Francia que estaba ya encorvada bajo el peso de su carga, va a ser abrumada.

La cuenca westfaliana es la prolongacion de la cuenca francesa i de la cuenca belga; pero, en Francia, el surco hullero está limitado entre dos cajas distantes a lo mas de 12 a 15 kilómetros, i aunque se busque i se rebusque, ninguna intelijencia humana podrá descubrir lo que no existe: ha sido preciso contentarse con repasar lo que habia dentro de este espacio. Cuando se llega a la frontera de la Béljica i a la frontera de Alemania, cuando se atraviesa Aquisgran i Maestricht, se entra por el contrario en un inmenso círculo subterráneo análogo a un cruzamiento de avenidas. Las cuencas hulleras se desenvuelven o se ramifican en diversos sentidos sobre mas de 180 kilómetros de largo por 100 kilómetros de ancho. Ahí se encuentran las nuevas cuencas belgas del Limburgo i de la Campine, las cuencas holandesas del Limburgo i del Brabante, las cuencas alemanas de Wurm-Inde, de Bruggen, i de la ribera izquierda del Rhin. Partiendo de este momento en lugar de mantos parados i que se clavan en hondura, se tienen capas con suave pendiente, que se estienden mui léjos hácia el norte. Este estado de cosas se acentúa aun mas en Westfalia. Las investigaciones por medio de sondeos hácia el norte se imponian por la fuerza. No se tropezaba sino con dificultades técnicas que siempre se podian dominar. Estas podian resumirse en una hondura progresiva de los yacimientos, lo cual fija un límite a la explotacion, pero que se va ensanchando año tras año, i en la dificultad de franquear con los pozos las capas acuíferas que se encontraban. Los resultados así obtenidos pueden esplicarse fácilmente.

La antigua zona, conocida desde mucho tiempo atras, iba del Rhin a Hamn, englobando la rejion clásica de Duisburgo, Essen, Bochum, Dortmund, etc. Los sondeos al norte i al este han hecho mas que doblar la superficie hullera sin alcanzar todavía su límite hácia el norte, que bien podria ir mas allá de Munster. Es desde luego un rectángulo de 35 a 40 kilómetros de ancho sobre 100 kilómetros mas o ménos de largo, sin contar los anexos de que hemos hablado. I al mismo tiempo se ha aumentado el número de haces hulleros; pues éstos teniendo un buzamiento de sur a norte, se encuentra, yendo en el mismo sentido de sur a norte, sus afloramientos respectivos: de tal modo que miéntras mas septentrional es la situacion de un pozo, mayor número de capas puede atravesar a su paso. Antes de estos trabajos se

estimaban las reservas probables de Westfalia en 33 millares de toneladas. Actualmente, sin bajar mas allá de 1,500 metros de hondura, lo que es perfectamente realizable, la Westfalia puede proporcionar 76 millares de toneladas i el oeste del Rhin 10; a éstas hai que agregar 4 millares reconocidos en Holanda i 8 millares en la Campine belga. Esto demuestra inmediatamente, para un pangermanista la necesidad de anexar la Campine belga i la Holanda. Miéntas tanto esos 76 millares de toneladas, al paso de la esplotacion actual, representan cerca de ocho siglos asegurados. Para poder comparar, agregaré inmediatamente, lo que veremos un poco mas léjos, que el total de las reservas francesas ha sido estimado, incluyendo los lignitos, i llegando hasta una hondura de 1,800 metros, a un máximo de 17,6 millones de toneladas. Segun los últimos cálculos, Alemania podria contar ahora con dos veces mas hulla que Inglaterra.

Pero la cantidad no es la sola ventaja de las carboneras jermánicas. Es preciso tambien contar con el bajo precio de estraccion.

Con la gran facilidad de trabajar en grande en mantos regulares i estensos, no es extraordinario que los alemanes hayan podido primero instalar las hermosas maquinarias admiradas por todos los visitantes i obtener en seguida a pesar de esto un precio de costo mui bajo. Una mina de hulla francesa es, con relacion a una mina alemana, inglesa o americana, algo como el prado de un montañes, penosamente colgado sobre un faldeo pedregoso al lado de una ancha llanura que se ara a vapor. Por todo un conjunto de razones que no son solamente técnicas, un minero aleman entrega en término medio 268 toneladas de hulla por año i un ingles 244, miéntas un frances no rinde sino 200 i un belga sino 155. Desde 1901 acá, la produccion del minero aleman ha subido de 240 a 269; la del frances ha permanecido estacionaria (200 contra 196). La hulla tomada en la cancha de la mina cuesta, pues, en término medio, (1912), 7.50 francos en los Estados Unidos, 11.25 en Inglaterra, 13 francos en Alemania i 16 francos en Francia. Es mui natural, en estas condiciones, que el industrial frances deba reducir su consumo de hulla comparado con el aleman. Este consumo por cabeza i por año ha crecido en Alemania entre 1901 i 1913, de 1.69 a 2.12. El de los franceses no ha podido aumentar sino de 1.15 a 1.48. I, para una produccion global cuatro veces menor en nuestro pais, estas cifras son favorables en pro de nuestros esfuerzos.

* * *

He dicho lo bastante sobre nuestros competidores para poder encarar ahora el caso de Francia. No será desgraciadamente, esto mui largo i las anotaciones que hagamos en la actualidad no serán mui halagüeñas. La Francia tan bien dotada bajo otros conceptos por la naturaleza, es completamente pobre en recursos de hulla. Esto es lo que no le permite aprovechar, como

deberia, su enorme stock de minerales de hierro. ¿Qué puede hacer ella con estos minerales, si le falta carbon nacional para beneficiarlos? Fundirlos con coke traído de afuera es una operacion precaria i costosa; vender ella misma sus minerales, es una solucion igualmente poco ventajosa i que aun ántes de la guerra suscitaba ya lejitimos recelos destinados a crecer en el futuro despues de una florescencia semejante de odios. Por falta de carbon está tambien paralizada en sus industrias de rendimiento intensivo, en su marina mercante, que deberia sin embargo por el desarrollo de sus costas i la abundancia de sus puertos, por la estension de su dominio colonial, ser considerable. ¿Pero cómo pensar en la gran produccion i en la esportacion de un pais en donde se produce penosamente 40 millones de toneladas para un consumo que aun reducido al mínimo como se encuentra por el alto precio del combustible, sube ya a 60 millones? Necesitaríamos doblar por lo ménos nuestra produccion para alcanzar una cifra conveniente.

¿Podríamos llegar a ella en nuestro propio suelo? Seguramente que nó. Dentro de un campo limitado con pozos de estraccion mui costosos i en número reducido, los límites prácticos de la produccion son casi matemáticamente determinados. Aunque nuestros mineros sean reputados tan buenos como los mejores del mundo, están detenidos en todas direcciones por límites ineludibles. Por otra parte si se quisiera aumentar el rendimiento global de nuestras minas, multiplicando los pozos de estraccion se iria hácia un agotamiento mui rápido. He aquí, en efecto, algunos números sugestivos que espresan, no la certidumbre, ni las probabilidades, sino simplemente las «posibilidades» a que podrian alcanzar nuestras reservas de hulla para el caso de contar hasta 1,200 metros de hondura. La cuenca del norte i la de Calais: 9.5 millares de toneladas; la cuenca de Saint-Etienne: 685 millones de toneladas; la cuenca de Alais: 985 millones de toneladas; la de Tuveau: 113 millares de toneladas de lignito; en total, contando los pequeños yacimientos del centro: 13 millares de toneladas o aun 17.6 millares llegando hasta una hondura de 1,800 metros. Si Francia elevara su produccion solamente hasta 100 millones de toneladas, produccion que podria consumir fácilmente, ántes de siglo i medio no le quedaria una tonelada de carbon en condiciones aprovechables.

Pero, si por este doble motivo, no se pudiera aumentar notablemente la produccion de nuestras minas actuales, ¿acaso nos seria posible descubrir dentro de la estension de nuestro territorio nuevos yacimientos, como acaban de hacerlo precisamente los belgas, los holandeses i los alemanes? A este respecto se oyen a veces afirmaciones atrevidas que solo la gran confianza de un jugador que especula en empresas arriesgadas, puede justificar. La verdad es que se ha buscado mucho ya en casi todos los puntos en que los sondeos parecian ofrecer resultados sérios, i aun en muchos casos en que las probabilidades eran solo mínimas. Con todo este gran esfuerzo perseguido valientemente i con gran costo han podido obtenerse i se obtendrán todavia resultados que tienen un valor industrial, pero ninguno ha presentado

proporciones suficientes para atribuirle una importancia nacional. I aun allí donde se ha obtenido un semi-éxito, como en Lorena, el efecto productivo ha sido, es preciso decirlo, reducido a la nada por mucho tiempo por la inercia i la mala voluntad de una sucesion de ministerios incapaces de atreverse a dar las concesiones a sus descubridores. Talvez habrá aun algunas investigaciones que emprender: mucho mas, digámoslo con un interes jeneral que con un interes particular. No es de ninguna manera imposible que pueda existir hulla debajo de la cuenca de Paris. ¿Pero quién querría lanzarse a hacer semejante esploracion despues de los precedentes antedichos?

Así, pues, en vez de que la situacion esté destinada a mejorar para nosotros, ella debe empeorar de año en año: porque nuestro consumo va a aumentar i porque nuestra produccion quedará estacionaria o disminuirá. Nuestras cuencas de Saint-Etienne i del Centro se mueren paulatinamente. En un tiempo que puede considerarse mui breve para la vida de un pueblo, estaremos reducidos a nuestra cuenca de Valenciennes, en donde los efectos de las últimas leyes obreras tienden a reducir la capacidad de produccion.

I en este caso, ¿qué puede hacer la Francia sin hulla? Es inútil recordar que el petróleo nos falta en absoluto. Recurrir mas aun a la hulla blanca; remedio indicado i necesario, pero mui deficiente, pues la esperiencia demuestra luego que la hulla blanca no se basta a sí misma, i que ahí donde su empleo desarrolla alguna industria, las necesidades de hulla negra ligadas a ella, aumentan en vez de disminuir. Por otra parte, la metalurgia eléctrica del hierro no está todavia madura fuera de algunos empleos especiales, i no se acciona un navío ni con acumuladores ni con pilas. ¿Se trata de comprar carbon? Seria preciso en este caso que por lo ménos los tratados—i sobre esto voi a volver—nos permitieran efectuar las compras ventajosamente. De otra manera no queda otro camino que el que se ha tomado desde varios años atras; es preciso tomar el partido al cual se resignan todas las viejas usinas o las viejas ciudades i que conviene tambien a los viejos paises: concentrar mas i mas sus esfuerzos para producir artículos de lujo, o productos mui acabados, en los cuales la materia prima representa un papel insignificante con relacion a la invencion del fabricante o a la habilidad del operario.

Estas resoluciones, el empleo de tales remedios ¿no parecen acaso guardar un símil con esas inyecciones de suero o de cafeína, con esas inhalaciones de oxígeno, con los cuales uno se esfuerza para prolongar la vida de los moribundos? La Francia no debe ni quiere morir todavía. ¡Lo demuestra con bastante enerjía desde hace un año! I será preciso creer que el resultado de un esfuerzo tan jigantesco nos permitirá por lo ménos rectificar dentro de ciertos límites, las injusticias del destino para con nosotros. Hemos visto lo poco que poseíamos. Me queda, para concluir, que examinar lo que podemos obtener para el porvenir. Trataré de hacerlo con toda la discrecion que debe gastar en sus esperanzas mas justificadas una conciencia científica,

i no imitaré a nuestros adversarios soñando con conquistar toda la Westfalia. Pero sin exceso de presuncion, queda permitido esperar que la Alsacia i Lorena, tierra francesa, volverá a la Francia con sus anexos naturales i que en la redaccion del tratado de paz, podremos insertar algunas condiciones económicas ventajosas.

Nuestra situacion tal como acabamos de esponerla, se enuncia en dos palabras. Nos falta carbon i tenemos demasiado hierro. Sucede lo contrario a los alemanes. Han empezado la guerra con la intencion, confesada de antemano de arrebatarnos nuestros minerales de hierro lorenos. Echemos guante, si podemos, de algunos de sus yacimientos hulleros. Veremos que todo esto no significa de ninguna manera el aplastamiento de Alemania. Los mas pesimistas no podrian ver en todo esto una quimera. Basta que nuestros diplomáticos, el dia en que redacten el tratado se muestren bien informados sobre nuestras necesidades mas urgentes, como lo fueron en otro tiempo los negociadores alemanes, i que comprendan la necesidad de un esfuerzo enérgico en un sentido en que estas necesidades revistan el carácter de absolutas.

No temamos anticiparnos a los acontecimientos para llamar la atencion pública sobre este punto, pues en la hora undécima debemos lógicamente prever la intervencion posible de ciertos intereses privados que son antagónicos con el interes jeneral. Sin dudar de ningun patriotismo cada uno comprenderá que la penuria de carbon, perjudicial para la comunidad, es ventajosa, en cambio, momentáneamente para algunos patrones i obreros, que el alza de precio que se deriva de ella i que aumenta las utilidades de nuestras minas. Puede, pues, esperarse este antagonismo mas o ménos franco de parte de individuos que van a obrar con enerjía porque están de por medio sus intereses, miéntras tanto por otro lado los intereses demasiado vastos de la jeneralidad serán, como siempre, defendidos solamente por los teóricos, poco predispuestos para la accion. Si ocurriese que sea preciso anexar algunos kilómetros cuadrados, ¿no se tropezará acaso con la intervencion de esos sentimentalistas incorregibles, para quienes una lucha a muerte con una fiera embravecida, no es otra cosa hasta el fin sino un duelo correcto entre jentes de mundo? I como una solucion negativa está para tentar siempre a los indecisos, ¿no corremos el riesgo, si no nos cuidamos de ello, de ver despues de algunas discusiones que la fuerza de la inercia impone su fallo lamentable a los espíritus inadvertidos?

* * *

Al punto a que hemos llegado, preciso es mirar mas allá de las estrechas fronteras en la direccion de las cuencas hulleras alemanas que, bajo una u otra forma, pueden en el futuro, como lo han hecho ya a fuerza de dinero en el pasado, remediar nuestra falta de carbon i de coke. Una de ellas ha sido

ya estudiada, la de Westfalia; la otra ha sido ex-profeso dejada a un lado, es la del Sarre. Hablaré primero de ésta, siendo que la solución que se impone es relativamente sencilla; en seguida pasaremos a la primera.

La cuestión de la cuenca del Sarre es sencilla, porque ella ha sido una antigua tierra francesa que nos ha sido arrebatada solamente en 1815 i para cuya reconquista no puede oponerse ninguna objeción de sentimiento nacional, toda vez que la suerte de las armas nos haya favorecido. La hoya del Sarre forma un anexo natural de la Alsacia i Lorena, a la cual está contigua. I como una gran parte de sus minas o de sus terrenos para futuras concesiones son propiedades del Estado, su vuelta al dominio del Estado francés no presentará, en la misma hipótesis, ninguna dificultad. Limitémonos, pues, a examinar estas dos cuestiones de hecho.

La anexión de la cuenca del Sarre a Francia data casi de la misma época que la anexión de la Alsacia. Desde el tratado de Ryswick en 1697, la parte meridional de la cuenca nos era atribuida, i cuando se constituyó el departamento del Mosela, en 1790, fueron incluidas en él las explotaciones que estaban en actividad en la región de Sarrelouis. En 1793, se agregó toda la región situada mas al norte en la cual los príncipes de Nassau-Sarrebrück, habían organizado explotaciones mas importantes, que fueron entonces incorporadas a nuestro dominio nacional i trabajadas por su cuenta durante veinte años, hasta 1814. El tratado de París de 1814 nos dejó, en gran parte, la región septentrional, rica i útil, en donde el terreno hullero aflora a la superficie i fué solamente en 1815 cuando se nos quitó su posesión. Pero todavía, en 1870, éramos dueños mas al sur de once concesiones que producen hoy 4 millones de toneladas.

En cuanto a la extensión del dominio fiscal, en la cuenca, ella es considerable, i comprende, principalmente, todas las minas de la Prusia renana que, en 1913, han dado al Fisco prusiano 12.5 millones; muchas otras pertenecen al Fisco de Baviera i hai todavía otra región que no está concedida i que ha sido reservada para el Estado por ley especial.

El valor de esta cuenca para Francia debe apreciarse no solamente por el tonelaje que está dando, sino por el que puede dar mas tarde. Su extracción en 1913 ha sido de 17.1 millones de toneladas. Seria sin duda fácil de aumentar esta cifra. Porque esta extracción relativamente pequeña proviene de una superficie útil de 220,000 hectáreas, mientras tanto en nuestra cuenca de Valenciennes, para 28.000,000 de toneladas tenemos solamente una superficie útil de 105,000 hectáreas. La cuenca tiene como reservas seguras, hasta 1,500 metros, 12.5 millones de toneladas, de los cuales 8 están sobre 1,000 metros de profundidad. Es un carbon bastante mediocre es cierto, comparado con los hermosos carbones de Westfalia, o de la región del norte, i el coke que dan es todavía mas malo. Pero, sin embargo es perfectamente aprovechable i como cantidad, sino como calidad, esta cuenca sola bastaria para reemplazar nuestras importaciones actuales.

El problema de la Westfalia que voy a tratar ahora, es mas complejo;

porque no podría ser cuestion de anexar esta cuenca, aunque puede llegar a presentarse el caso de ocuparla provisoriamente, si Alemania se ve obligada a pagarnos una indemnización de guerra. El factor que debe intervenir ahí sobre todo es el tratado de comercio futuro, sus condiciones son difíciles de indicar anticipadamente, porque dependen demasiado de los acontecimientos militares, pero existen múltiples combinaciones, destinadas a ser discutidas mas tarde, que se presentan al espíritu. Aunque fuera a título de intercambio contra minerales de hierro, se podría estipular una entrega anual de hulla i de coke cuyo precio se fijaría en la frontera segun una tarifa cuyo objetivo sería colocar a nuestras usinas por lo ménos sobre un pié de igualdad con las usinas alemanas. Se puede tambien concebir que se concedan las minas del Estado o las concesiones no otorgadas aun al Estado francés o a Compañías francesas. A este respecto la organizacion de poderosos sindicatos i el papel de director que ha asumido el Gobierno aleman contribuirán a facilitar todo. El socialismo de Estado tiene por lo ménos esta ventaja en caso de guerra, que suprime muchas inquietudes i muchas cuestiones engorrosas que podrian ser motivadas por lesiones a la propiedad privada. La Alemania por la riqueza de su dominio público sobre las minas, los ferrocarriles, etc., se ha colocado en condiciones particularmente favorables para permitir el pago de un rescate el dia en que se la venza.

En la estraccion total de la cuenca Rhin-Westfalia, en particular, el Fisco prusiano participa con 4.13% (1913) o sea de cerca de 5 millones de toneladas en sus minas de Ibbenburen, Vergladbeck, Bergmannsgluck, Waltrop, Zweckel i Scholven. Los privilegios que se ha reservado para el porvenir aumentan ademas considerablemente el valor de este dominio.

Así, pues, este gran conflicto que va a empobrecer la Europa por un cuarto de siglo, puede por lo ménos, si logramos mostrar una voluntad bastante firme, asegurar para Francia algunas compensaciones parciales por sus pérdidas, junto con una mayor seguridad para el porvenir. No es solamente reservándonos algunas posiciones estratégicas en la frontera como los negociadores nos pondrán a salvo de la repetición, en un plazo demasiado próximo, de semejantes sorpresas, es tambien proporcionándonos esta fuerza militar que la hulla constituye i que los alemanes han poseido superabundantemente en la guerra actual. De este modo lograremos mas que si nos enriqueciéramos. Tenderemos hácia ese resultado deseado por todos que consiste en que otra convulsion como ésta quede mucho tiempo sin renovarse. Seria vano fundar tal esperanza sobre las ilusiones de un socialismo internacional: Porque, aunque este aserto pueda parecer paradojal, el socialismo, que cree ser un instrumento de paz, es hoy por hoy, sin quererlo, el principal agente de la guerra. Nacido gracias al maquinismo que ha sido a su turno enjendrado por el carbon, sintetiza bajo la máscara de doctrinas inaplicables, una lucha por la vida que se ha empeñado con una intensidad creciente entre los obreros y los patronos, entre los patronos competidores unos de otros i entre las naciones. Se jirará por mucho tiempo alrededor

de este círculo vicioso: los esfuerzos mas legítimos para mejorar las condiciones de la vida obrera aumentarán los precios de costo, para subsanar este mal, se necesitará que los mercados se estiendan por doquier i en definitiva todo esto suscitará rivalidades mas i mas agudas. He recordado de qué manera la potencia creciente de las carboneras alemanas habia despertado el pangermanismo i su contendor el imperialismo inglés i habia contribuido a este choque que nos agota. Así, pues, no es sino la necesidad de desarrollar desmedidamente su industria para utilizar sus riquezas hulleras, no es sino la necesidad de ensanchar sus esportaciones para producir barato, lo que ha conducido a los jermanos a ver todo de un modo «colosal». El equilibrio del mundo ha sido roto por esta megalomanía cuyos efectos ellos mismos no podian reprimir: tanto en el órden económico, como en el órden político i militar, sobre los cuales las necesidades económicas imponen cada dia mas su supremacía. El problema del carbon es uno de aquellos que tenemos que resolver si queremos asegurar a nuestros nietos los beneficios durables de la paz.

L. DE LAUNAY,

Ingeniero del Cuerpo de Minas de Francia, Profesor de
Jeología de la Escuela de Minas de Paris.



Química Práctica de las fundiciones de Cobre

(Continuacion)

II CASO

Fundicion de minerales sulfurados

Para analizar la fundicion de minerales sulfurados, vamos a proceder como para el primer caso, basando nuestro estudio sobre el análisis de un mineral cuya composicion mineralógica se conoce: sea el mineral el siguiente:

Cobre.....	=	8%
Azufre.....	=	15 »
Fierro.....	=	20 »
Cal.....	=	12 »
Sílice.....	=	35 »
Alúmina.....	=	4 »
Magnesia.....	=	3 »

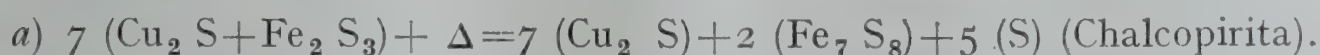
La composicion mineralógica del mineral se puede deducir fácilmente de su análisis, aunque ella no nos fuera conocida. Evidentemente los porcentajes de azufre, fierro i cobre nos indican que nos encontramos en presencia de piritas de fierro mezcladas con chalcopirita o bronce amarillo o con cualesquiera de los sulfuros de cobre. Si examinamos el total del análisis vemos que sólo un 3% del total del mineral no se ha determinado, así es que cualesquiera que fuesen los constituyentes del mineral que forman ese 3% desconocido ellos no afectarían en absoluto las relaciones que indudablemente existen entre la sílice, la cal alúmina i magnesia i, en resumen, se puede decir que la ganga terrosa del mineral está formada por un silicato múltiple de cal, alúmina i magnesia.

Si simplemente fundiéramos el mineral valiéndonos de la acción del calor aplicada en cualesquier forma ¿qué resultaría?

La temperatura necesaria para producir su completa liquefaccion es casi seguro superior a 1,000°; ahora bien ántes de alcanzar esa temperatura se produce una pérdida de azufre por volatilizacion sin que intervenga oxidacion alguna. Las investigaciones a este respecto practicadas nos dicen que la chalcopirita pierde casi la cuarta parte de su azufre al ser fundida aún dentro de una atmósfera reducente i las piritas de fierro pierden cerca de la mitad de su contenido de azufre al ser fundidos en iguales condiciones.

Es imposible, pues, prevenir o evitar esta pérdida de azufre que necesariamente se producirá al fundir el mineral. En práctica se estima que el azufre que por este motivo se pierde es equivalente al 50% del azufre que el mineral contiene.

De aquí pues, que nuestro mineral pierde la mitad de su azufre debido a esta volatilizacion que se espresa de acuerdo con las siguientes reacciones.



Al fundirse el mineral su lei de azufre no será 15% i su peso se habrá reducido en $7\frac{1}{2}$ kgs. en cada 100 debido a la volatilizacion de este azufre. El azufre restante formará con el fierro i el cobre un cuerpo único debido a sus afinidades químicas que los mantienen siempre unidos formando un sulfuro de cobre i fierro.

La SiO_2 con la CaO , Al_2O_3 i MgO formarán otro cuerpo debido a las afinidades químicas que se desarrollan a estas temperaturas i que tiende a mantenerlas unidas formando un silicato de cal alúmina i magnesia. Otros compuestos que pudieran existir se pierden por volatilizacion a esas temperaturas tales como el agua i el ácido carbónico o bien se combinan con alguno de estos dos cuerpos que se han formado siguiendo leyes de afinidad mui bien establecidas.

Así, por ejemplo, el 3% desconocido de nuestro mineral puede estar

formado por alguno o varias de las sustancias que se detallan ademas del agua i ácido carbónico ya nombrado:

1. Arsénico.
2. Antimonio.
3. Bismuto.
4. Zinc.
5. Plomo.
6. Oro.
7. Plata.
8. Platino.
9. Soda.
10. Potasa.
11. Bixita.

Los metales i metaloides que forman los ocho primeros números se juntan con el primer compuesto o sea el sulfuro de cobre i fierro agregándose a él o formando arseniuros o antimoniuros o bien disolviéndose en la masa total de ese compuesto debido a ciertas propiedades físicas que mas tarde estudiaremos; ellos en realidad nunca destruirian o influenciarian las características de este primer compuesto de azufre, cobre i fierro que en fundiciones reconocemos con el nombre de «eje» de cobre o «mata de cobre».

Las bases que forman los últimos números de la lista se unirán como sabemos a la sílice siempre que haya suficiente cantidad de ésta presente o en caso contrario se disolverán en la totalidad del segundo compuesto que denominamos «escoria».

Ambos compuestos difieren notablemente en densidad o peso específico.

El eje es un compuesto metálico pesado i la escoria un compuesto térreo liviano, al estar fundidos se separan por peso específico i podremos tenerlo aparte el uno del otro con suma facilidad. De esta manera habríamos eliminado del mineral muchas impurezas tales como la sílice, la cal, la alúmina, etc. i parte del azufre, sólo nos quedaria un producto final que contiene todo el cobre, mitad del azufre i todo el fierro del mineral. Debemos examinar ahora el resultado de nuestra fundicion bajo el punto de vista del objeto que nos guia a fundir el mineral cual es la separacion del cobre de los elementos o cuerpos que lo acompañan.

Si examinamos el análisis del mineral veremos que el azufre, cobre i fierro juntos suman 43% del peso total de él i que la sílice, cal, alúmina i magnesia suman 53% de su peso. Nosotros hemos separado estas dos cantidades agregándole a la segunda 7.5% mas de eso que descontaremos a la primera. Nuestra fundicion se ha reducido, pues, a juntar todo el cobre en el 35.5% de los componentes del mineral, es decir, hemos eliminado casi las dos terceras partes de las sustancia que acompañan al cobre que ahora se encuentra reunido en una tercera parte de ellas; por consiguiente

la lei de cobre de este producto llamado eje habrá aumentado casi en tres veces mas i él ensayará mui cerca de 24% de cobre.

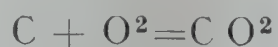
Cabe ahora preguntar si con esto se ha adelantado mucho en la separacion del cobre i si se ha colocado en condicion de ser sometido a la operacion metalúrgica que sigue a la fundicion de minerales sulfurados i que se denomina conversion de ejes de cobre a cobre metálico. A ambas preguntas tendríamos que contestar negativamente: a la primera porque para efectuar la concentracion de tres toneladas de mineral en una de eje de lei de 24 de cobre hemos gastado probablemente mas de 300 kgs. de coke que seguramente valen mas que el aumento que en el precio del cobre se obtiene por su mayor grado de pureza; a la segunda porque es conveniente tener ejes de cobre de 50% para que sean convertidos a cobre metálico en condiciones ventajosas.

Se desprende entónces de estas consideraciones que la fundicion simple o liquefaccion por medio del calor, del mineral en estudio, no satisface las aspiraciones del fundidor. Esta fundicion se llama fundicion en una atmósfera neutral.

Si, como en el primer caso, procediéramos a producir la fundicion dentro de una atmósfera reducente ¿qué resultados obtendríamos? Es evidente que los resultados que se obtendrian de esta última fundicion serian idénticos a los obtenidos en la primera que hemos estudiado puesto que la accion reducente no tendria sobre quien obrar i seria enteramente nula. Con facilidad se comprende entónces que se hace necesario eliminar parte o todo ese fierro i azufre que se unen en un solo cuerpo con el cobre i como esto no se puede verificar por medios mecánicos o físicos, se hace necesario recurrir a una accion química, produciendo la oxidacion de ese fierro i azufre que acompaña al cobre.

Se dijo anteriormente que, con el objeto de producir ejes adecuados para la conversion de ellos se trataba de elevar la lei de cobre hasta 50%; como consecuencia de esto entónces se debe establecer que no se debe oxidar todo el fierro i el azufre que el eje contiene sino parte de él.

La oxidacion se provoca fundiendo el mineral dentro de una atmósfera oxidante en forma idéntica i usando el mismo combustible de que se habló en el primer caso. El mineral mezclado con el combustible se funde dentro del pique del horno de soplete que funciona con un exceso de aire. La combustion del carbono del combustible en presencia de un exceso de aire es completa:



Carbono + oxígeno = ácido carbónico.

La presencia del monóxido de carbono (CO) se hace imposible ante el exceso de aire; así:



Monóxido de C + oxígeno = ácido carbónico.

La acción oxidante del horno se localiza a la zona de ignición del combustible, es decir, se encuentra en forma de un núcleo alrededor de la entrada del aire que contiene el oxígeno. Es, pues, al nivel de las toberas o un poco sobre él donde se efectúan las reacciones de oxidación base de este sistema de fundición i donde impera la atmósfera oxidante. Todo el oxígeno que contiene el aire que libremente se puede forzar a través de las toberas se utiliza dentro de ese foco i dentro de ese foco se agota.

La parte superior del pique del horno tendrá, por consiguiente, una atmósfera neutral i en consecuencia el descenso del mineral en esa parte del horno se hará sin otro cambio que los cambios físicos que se producen con la elevación de la temperatura i que son los siguientes:

- a) Evaporación de la humedad de la carga.
- b) Pérdida del ácido carbónico en los carbonatos.
- c) Pérdida del 50% de **azufre** contenido, por destilación.
- d) Pérdida de otras materias volátiles de fácil destilación.

Los gases que ascienden del foco de actividad del horno calientan la parte superior de él i talvez debido a ello se produzca alguna reacción en esta zona.

Estos gases, productos de la oxidación de los sulfuros i del carbono, contienen ácido carbónico (CO^2) i ácido sulfuroso (SO^2).

Probablemente este última reacciona sobre el carbono del combustible que baja, produciendo monóxido de carbono (CO):



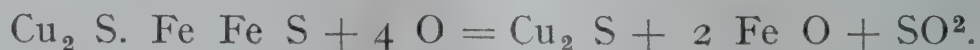
carbono + ácido sulfuroso = monóxido de carbono + azufre.

El mineral en el foco del horno es sometido a la acción oxidante que predomina i sufre una serie de transformaciones que se detallan en seguida:

I. Debido a la pérdida de azufre sufrido por destilación del mineral se le puede considerar como una mezcla de sulfuro de cobre con sulfuro de fierro i con fierro.



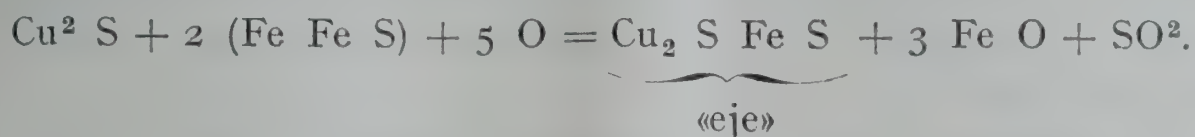
II. Este compuesto puesto en contacto con el oxígeno del aire a la temperatura alta del foco, se oxida con violencia produciendo óxido ferroso i ácido sulfuroso:



Si no se oxida el azufre del sulfuro de cobre i el cobre mismo es debido que para que ello se produzca se debe oxidar primero todo el sulfuro de fierro i el fierro mismo; hecho que no se verifica pues hai un déficit de aire para producir la oxidación completa. Este déficit de aire debe ser aun mayor que

el que indica la reaccion anterior puesto que dijimos que tratábamos de oxidar partes solamente i no todo el fierro i el azufre como la reaccion lo indica.

III. Los hechos que se verifican en el foco oxidante del horno se expresan con mas propiedad de acuerdo con la siguiente reaccion:



En la que el déficit de aire es mayor que en la reaccion anterior pues sólo parte del sulfuro de fierro se ha oxidado. Se hace pues enteramente imposible la oxidacion del sulfuro de cobre, pues como se dijo para que ella se lleve a cabo seria necesario que todo el fierro se oxidara primero. Este principio sobre el cual gravita este sistema de fundicion se expresa diciendo que el *azufre siente por el cobre mayor afinidad que por el fierro en la presencia de oxígeno*.

Establecidos estos hechos debemos considerar que hemos producido dos cuerpos estraños a la composicion de nuestro mineral; uno de ellos es el ácido sulfuroso que se escapa como gas por si mismo i el otro es el óxido de fierro resultante de la oxidacion de parte del sulfuro de fierro del mineral. Este óxido de fierro es una base i a semejanza de las restantes (cal, alúmina, magnesia, etc.) se combina con la sílice en las condiciones en detalle i claramente especificados al tratar de la fundacion de minerales oxidados.

Al hablar de la oxidacion del óxido de fierro se hace necesario discurrir sobre algo que aun no está bien estudiado o no está positivamente establecido. Se agrega que para que el sulfuro de fierro se oxide violentamente i en la proporcion que se desea no solamente se necesita aire sino que es de absoluta necesidad la presencia en el foco de oxidacion de un agente enteramente estraño a esta oxidacion; de un agente que obra por presencia provocando la oxidacion del sulfuro de fierro. Se insiste en que esta oxidacion es casi nula si la sílice, al estado libre que es el agente a que me refiero, no está presente en la zona de oxidacion. El papel de esta sílice libre en el foco del horno no se limita a esta accion pasiva sino que tambien sirve para neutralizar el óxido de fierro que se va produciendo, trasformándolo en silicato ferroso. Se agrega que si la sílice no está al estado libre el óxido ferroso no puede ser neutralizado, negándose así las propiedades neutralizadoras de los silicatos ácidos que pueden saturarse con mas fierro (Fe O) para trasformarse en silicatos mas básicos. La esplicacion de este fenómeno reside en las condiciones en que se verifica la oxidacion en el horno i ellas deben ser estudiadas porque en caso contrario estos hechos aparecerian como enteramente absurdos. La oxidacion del sulfuro de fierro (Fe S) se verifica gota a gota durante el recorrido del foco del horno que no tiene mas de 0.80 centímetros de altura: si cada gota de óxido de fierro que se forma no encuentra inmediatamente un cuerpo que la tome i la transforme en silicato, se seguirá oxi-

dando transformándose en sesquióxido de fierro. Para que esta transformación, esta union, sea instantánea se necesita un cuerpo ávido de óxido de fierro i, si vamos a comparar la avidez, por decirlo así, de saturarse con óxido de fierro que existe entre la sílice completamente libre por un lado i los silicatos ácidos por el otro tendremos que reconocer que, dentro de la lógica, la avidez mayor corresponde a la sílice libre, pues la otra está ya hasta cierto punto saturada.

Si las condiciones en que se provocase la oxidacion fueran otras i pudieran los silicatos ácidos tener un contacto mas prolongado con el óxido ferroso ántes que este se continuara oxidando a sesquióxido, entónces ellos servirian perfectamente como neutralizadores de óxido ferroso. Dentro de las condiciones i con la rapidez que se verifica la oxidacion del óxido ferroso en el horno es indudable, i la practica así lo demuestra, que la sílice libre es la que realmente debe usarse como neutralizador a fin de obtener una rápida escorificacion del óxido ferroso i en consecuencia una oxidacion espontánea e igualmente rápida del sulfuro de fierro.

Se comprende que si el óxido de fierro se sigue oxidando a sesquióxido la accion oxidante se malgasta en perjuicio de la oxidacion del sulfuro de fierro.

He dicho que estos hechos no estaban bien definidos porque en realidad ellos no corresponden en su totalidad a la realidad de las cosas i es mui probable que su verificacion sea *verdadera* pasado un cierto límite, pero no ántes de alcanzarlo; queriendo decir con esto que hasta cierto punto los silicatos ácidos neutralizan al óxido ferroso pero que, pasado ese punto, su accion neutralizadora se hace lenta i por consiguiente inútil.

Si este no fuera el caso, la fundicion económica de la mayoría de los minerales sulfurados contenidos en una ganga ácida se haria económicamente imposible, pues seria necesario transformar primero el silicato ácido de la ganga a un silicato fusible, con la adicion de fundentes i en seguida agregar sílice libre para neutralizar el óxido de fierro que se debe formar por la oxidacion del sulfuro de fierro. La esperiencia de un sin número de fundiciones nos obliga a creer que los hechos se verifican de la manera últimamente anotada.

Con todo no deseamos precisar nada en términos jenerales i trataremos de dar a este hecho toda la importancia que en realidad él tiene en los diversos casos de fundicion que en realidad forman en conjunto un estudio sobre las fundiciones de cobre.

Volviendo a nuestro caso, lo primero sobre lo que se nos ocurre discutir es sobre la cantidad de fierro i azufre que se hace necesario oxidar para llegar a la produccion del eje de 50% de cobre que se desea obtener. La manera mas lógica de averiguarlo es buscando la proporcion que existe, en un eje de 50% de cobre, entre el cobre i el fierro i entre el cobre i el azufre del eje i comparando estas proporciones con las existentes en el mineral.

El eje es un compuesto químico que obedece a la fórmula de «Cu² S Fe S»; en el caso presente este eje debe contener 50% de cobre.

Para averiguar la proporción en que en este eje están el cobre con el azufre, y el cobre con el fierro, procedemos como se detalla.

$$1 = \text{cobre del eje de } 50\%.$$

$$2 = \text{peso del eje.}$$

$$1 = \text{Cu del eje.}$$

$$+0.25 = \text{S necesario para este cobre (} 1 : 4 = 0.25 \text{).}$$

$$1.25 = \text{peso del (Cu}^2 \text{ S).}$$

$$2.00 = \text{peso del eje.}$$

$$0.75 = \text{peso del sulfuro de fierro (Fe S).}$$

El sulfuro de fierro segun sus pesos atómicos consta de 56 unidades de fierro i 32 de azufre formando el total de 88. Por consiguiente, para averiguar el azufre contenido en 0.75 de sulfuro de fierro podemos formar la siguiente proporción:

$$\text{Fe S} : \text{S} :: 0.75 : X$$

$$88 : 32 :: 0.75 : X \quad X=0.27.$$

$$0.75 = \text{peso del (Fe S) del eje}$$

$$0.27 = \text{» » S del (Fe S).}$$

$$0.48 = \text{» » Fe del (Fe S).}$$

$$1 = \text{Cu en eje.}$$

$$0.48 = \text{Fe en eje.}$$

$$0.25 = \text{S para el Cu del eje.}$$

$$0.27 = \text{S para el Fe del eje.}$$

$$0.52 = \text{S del eje.}$$

Con los datos anteriores podemos establecer las relaciones buscadas; así, por ejemplo:

a) La proporción que, en un eje de 50% de cobre, existe entre el azufre i el cobre es como sigue:

$$\text{S} : \text{Cu} :: 0.52 : 1; i$$

b) La proporción que en un eje de 50% de cobre, existe entre el fierro i el cobre es como sigue:

$$\text{Fe} : \text{Cu} :: 0.48 : 1$$

obtenidas estas proporciones debemos compararlas con las existentes en el mineral en estudio; las leyes de S. Fe i Cu del mineral son las siguientes:

S.....	=	15%
Fe.....	=	20
Cu.....	=	8

Comparemos la proporción que existe entre el S i el Cu en el mineral con la que debe existir para producir el eje de 50%; para hacer esta comparación debemos recordar que el 50% del S contenido debemos ya considerarlo perdido i que por lo consiguiente el azufre útil solo alcanza al 7.5%.

Proporción de S a Cu:

I. Mineral	S : Cu :: 7.5 : 8.
II. Eje de 50%.	S : Cu :: 0.52 : 1.

A la vista está que existe un exceso de S que se hace necesario averiguar S necesario para formar un eje de 50% con el 8% de Cu:

$$0.52 : 1 :: X : 8. \quad X = 4.16\%$$

S existente en el mineral.....	7.5
S necesario para el eje de 50%.....	4.16
S en exceso.....	3.34

Este S se volatiliza en forma de ácido sulfuroso.

Comparando ahora la proporción de cobre a fierro tendremos:

I. En el mineral	Cu : Fe :: 8 : 20.
I. En el eje de 50%	Cu : Fe :: 1 : 0.48.

El exceso de fierro en este caso es evidente i su monto se debe buscar: Fierro necesario para formar un eje de 50% con el 8% de cobre

$$1 : 0.48 :: 8 : X. \quad X = 3.84\%$$

Fe existente en el mineral.....	20.00
Fe necesario para el eje de 50%.....	3.84
Fe en exceso.....	16.16

Este fierro se transforma en óxido ferroso i pasa a ser considerado como base. Para saber qué cantidad de óxido ferroso resulta de una de fierro se multiplica esta última por 1.29.

Oxido de fierro resultante de 16.16 de fierro:

$$16.16 \times 1.29 = 20.85 \text{ de óxido de fierro.}$$

Tenemos entonces que a la ganga de nuestro mineral hai que agregarle 20,85 de óxido de fierro i el para los fines del caso queda transformado de la siguiente manera:

Cu.....	=	8.00%
S.....	=	15.00
Fe.....	=	3.84
Fe O.....	=	20.85
Si O ₂	=	35.00
Ca O.....	=	12.00
Al ₂ O ₃	=	4.00
Mg O.....	=	3.00

Sólo debemos preocuparnos ahora de la ganga de nuestro mineral para estudiar la escoria que con ella podemos formar, tomando mui en cuenta las consideraciones desarrolladas en el caso de fundicion de minerales oxidados en el primer capítulo de este libro. No debemos descuidar tampoco por un momento el estudio de los componentes que nos da la ganga misma del mineral, pues no debemos perder de vista que el objeto del fundidor es fundir al menor costo posible aprovechando los recursos que el mineral en si mismo nos ofrece. Es de suma importancia en este caso constatar la acidez de la ganga terrosa i la composición mineralógica de ella con el objeto de ver si esa ganga puede utilizarse en el horno como neutralizadora del óxido de fierro que se nos ha formado, tomando mui en consideracion las jeneralidades establecidas anteriormente para estos casos. La ganga terrosa del mineral dijimos era un silicato de cal, alúmina i magnesia que en el análisis del mineral se descompone de la siguiente manera:

Sílice.....	35%
Cal.....	12
Alúmina.....	4
Magnesia.....	3
TOTAL DE LA GANGA.....	54%

del mineral; es decir, mas de la mitad de él; vemos entonces con esta comparación que la lei de sílice de este silicato que forma la ganga es equivalente a 64%.

54 : 35 :: 100 : X.=64.

Podemos agregar ahora que se trata de un silicato ácido que probablemente se le puede usar como neutralizador hasta reducirse el mismo al grado inmediato de silicacion.

Por lo consiguiente, obtendremos buenos resultados si sólo tratamos de neutralizar con este silicato, que forma la ganga, la cantidad de óxido ferroso que lo transforme en la escoria mas ácida que el horno nos permita hacer

i que es una escoria que contenga 50% de sílice. Obtendremos malos resultados en la neutralizacion del óxido ferroso si deseamos servirnos de este silicato como escorificante del óxido ferroso para producir una escoria de lei de 40% de sílice.

Las condiciones económicas nos aconsejan tambien tratar por todo medio posible la produccion de una escoria silícea tal cual lo habíamos acordado.

Partimos entónces de la base que la produccion de una escoria de 50% de sílice, que es un bi-silicato, no presenta en el horno inconveniente ni dificultades de ninguna especie.

Oxido de fierro que se debe escorificar.....	=	20.85 kgs.
Sílice que este óxido de fierro necesita para formar bisilicato (Ballings) $20,85 \times 0.883$	=	18.31 »
Cal existente en el mineral.....	=	12.00 »
Sílice que esta cal necesita para formar bisilicato (tabla de Ballings) 12×1.07	=	12.84 »
Alúmina existente en el mineral.....	=	4.00 »
Sílice que esta alúmina necesita para formar un bisilicato (Ballings) 4×1.747	=	6.98 »
Magnesia existente en el mineral.....	=	3.00 »
Sílice que esta magnesia necesita para formar un bisilicato (Ballings) 3×1.5	=	4.50 »

RESÚMEN

Sílice para el óxido de fierro.....	=	18.31 kgs.
» » » » cal.....	=	12.84 »
» » » » alúmina.....	=	6.98 »
» » » » magnesia.....	=	4.50 »
Sílice necesaria.....	=	42.63 »
Sílice existente en el mineral.....	=	35.00 »

Déficit de sílice para cada 100 kilogramos de mineral... = 7.61 kgs.

Segun estos cálculos la carga de fundicion para el mineral en cuestion seria la siguiente:

CARGA TABULADA

CARGA	Peso	Sílice		Cal		Alúmina		Magnesia		Fierro		S		Cobre	
		%	k	%	k	%	k	%	k	%	k	%	k	%	k
Mineral.....	100.—	35	35	12	12	4	4	3	3	20	20	15	15	8	8
Cuarzo (Sílice)..	8.5	90	7.65	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
	108.5		42.65		12		4		3		20		15		8

Cálculo del eje:

Cobre.....	=	8.00 kgs.
Fierro.....	=	3.84 »
Azufre.....	=	4.16 »
PESO DEL EJE.....	=	16.00 kgs.
Lei en Cu del eje.....	=	50%
S perdido por destilacion.....	=	7.5 kgs.
S perdido por oxidacion.....	=	3.34 »
TOTAL DEL S VOLATILIZADO.....	=	10.84 kgs.

Cálculo de la escoria:

Sílice.....	=	42.65 kgs.
Oxido de fierro.....	=	20.85 »
Cal.....	=	12.00 »
Alúmina.....	=	4.00 »
Magnesia.....	=	3.00 »
PESO DE LA ESCORIA.....	=	82.50 kgs.

Leyes de la escoria

Lei de sílice
$$= \frac{42.65 \times 100}{82.50} = 51.60\%$$

Lei de óxido de fierro
$$= \frac{20.85 \times 100}{82.50} = 25.30\%$$

Lei de cal de la escoria
$$= \frac{12 \times 100}{82.50} = 14.5\%$$

Lei de magnesia en la escoria
$$= \frac{4 \times 100}{82.5} = 4.8 \%$$

Lei de alúmina en la escoria
$$= \frac{3 \times 100}{82.50} = 3.6\%$$

$$99.8\%$$

Si examinamos nuestra escoria bajo el punto de vista de su contenido de sílice (Formacion del Bisilicato) se creará que su temperatura de fundicion seria sumamente alta; sin embargo, un estudio detenido de las tablas de formacion de escorias insertadas en el capítulo anterior de este libro nos lleva a conclusiones diferentes. Este estudio lo hacemos bajo una base jeneral a fin de que sirva no solamente de ilustracion a este caso sino que tambien a los que mas adelante se resolverán. •

La formacion de todos los silicatos de base de óxido de fierro i cal nos llevan a clasificarlos en dos grupos diferentes. Al primer grupo pertenecen los silicatos cuyo grado de silicatacion varia de 0,5 a 1 es decir del sub al mono-silicato. Estas escorias tienen dos mínimos de temperatura de formacion correspondientes a dos series de porcentajes o contenidos de cal. El segundo grupo comprende las escorias entre el mono i el bisilicato que sólo tienen un mínimo de temperatura de fundicion que corresponde a un porcentaje definido de cal. La tabla resumen de la formacion de estos silicatos que insertamos al pié da una idea exacta de lo que deseamos expresar e indica cuáles son estos porcentajes de cal.

PRIMER GRUPO

Grado de Silicatación	Primer Minimum de temperatura Cº	Composición			2.º Minimum de temperatura Cº	Composición		
		Si O ₂	Fe O	Ca O		Si O ₂	Fe O	Ca O
0.5	1.175	18.19	61.81	20	1990	18.78	44.22	32
0.66	1.200	22.49	65.51	12	1170	23.70	44.30	32
1.00	1.170	30.76	53.24	16	1130	32.30	31.70	36

Así vemos que el primer minimum de temperatura para estas escorias varia entre 1,170 i 1,200º con un porcentaje de cal que oscila entre 12 i 20% i el segundo minimum varia entre 1,130 i 1,190º C con un porcentaje de cal que fluctúa entre 32 i 36%.

SEGUNDO GRUPO

Grado de silicatación	Temperatura C°	COMPOSICIÓN		
		Si O ₂	Fe O	Ca O
1.33	1070	36.80	51.20	12
1.50	1060	39.78	48.22	12
2.00	1030	46.53	45.47	8

En este segundo grupo el mínimo de temperatura de formación varia entre 1,030° C i 1,070° C con un porcentaje de cal que fluctúa entre 8% i 12%.

Estos hechos nos ponen en evidencia la influencia de la cal en la formación de las escorias; influencia que se hace necesario estudiarla con mayor detención que lo que se hizo al tratar de la formación de los silicatos en que siempre se consideró escorias con porcentajes de cal en aumento i con disminución de fierro a medida que aumenta su porcentaje de sílice dentro de un tipo de silicato; a fin de completar estos estudios reproducimos una serie de experimentos del profesor Hoffman sobre varios silicatos de diversos grados de silicatación en que la proporción de Fe O a Ca O es de 2 : 1.

Grado de Silicatación	Si O ₂	COMPOSICION		Temperaturas en ° C
		Fe O	Ca O	
0.50	18.67	54.23	27.10	1,190
0.75	25.61	49.60	24.79	1,180
1.00	31.47	45.68	22.85	1,190
1.25	36.47	42.36	21.17	1,180
1.50	40.80	39.46	19.74	1,190
1.75	44.50	36.97	18.48	1,140
2.00	47.86	34.77	17.37	1,120
2.25	50.82	32.78	19.40	1,115
2.50	53.44	31.04	15.25	1,110
2.75	55.81	29.46	14.73	1,110
3.00	57.95	28.40	14.01	1,130

En igual forma se debe estudiar el reemplazamiento de la cal por la magnesia, barita, óxido de fierro i alúmina siendo las dos últimas de especial interes para este caso; las tablas que a continuacion se insertan nos dan una idea clara del papel desempeñado por estas bases en conjunto con el óxido de fierro i cal en la formacion de las escorias.

Reemplazamiento de Ca O por Mg O

Proporcion % de Ca O Reemplazada	Composicion Química				Tempera- tura de formacion Co
	Si O ₂	Fe O	Ca O	Mg O	
...	32.10	35.90	32	0.00	1,150
12.5	32.10	35.90	28	2.87	1,210
25.0	32.10	35.90	24	5.74	1,190
37.5	32.10	35.90	20	8.62	1,240
50.0	32.10	35.90	16	11.49	1,240
62.5	32.10	35.90	12	14.37	1,190
75.0	32.10	35.90	8	17.24	1,240
87.5	32.10	35.90	4	20.12	1,280
100.0	32.10	35.90	0	52.99	1,400

Reemplazamiento de Ca por Ba O

Proporcion % de Ca O Reemplazada	Composicion Química				Temperatura de formacion Co
	Si O ₂	Fe O	Ca O	B a O	
...	32.10	35.90	32	0.00	1,150
12.5	32.10	35.90	28	10.93	1,140
25.0	32.10	35.90	24	21.87	1,110
37.5	32.10	35.90	20	32.80	1,080
50.0	32.10	35.90	16	43.74	1,020
62.5	32.10	35.90	12	54.77	990
75.0	32.10	35.90	8	65.70	985
87.5	32.10	35.90	4	76.63	990
100.0	32.10	35.90	0	87.56	1,010

Reemplazamiento de Ca O por Zn O

Proporcion % de Ca O Reemplazada	Composicion Química				Temperatura Co
	Si O ₂	Fe O	Ca O	Z n O	
...	32.1	35.9	32	0.00	1,150
12.5	32.1	35.9	28	5.85	1,130
25.0	32.1	35.9	24	11.70	1,150
37.5	32.1	35.9	20	17.55	1,190
50.0	32.1	35.9	16	23.40	1,180
62.5	32.1	35.9	12	29.25	1,130
75.0	32.1	35.9	8	35.10	1,125
87.5	32.1	35.9	4	40.95	1,160
100.0	32.1	35.9	0	46.80	1,210

Reemplazamiento de Ca O por Al₂ O₃

Proporcion % de Ca O Reemplazada	Composicion Química				Temperatura de formacion Co
	Si O ₂	Fe O	Ca O	Al ₂ O ₃	
...	32.1	35.9	32	0.00	1,150
12.5	32.1	35.9	28	2.43	1,145
25.0	32.1	35.9	24	4.86	1,110
37.5	32.1	35.9	20	7.29	1,140
50.0	32.1	35.9	16	9.72	1,135
62.5	32.1	35.9	12	12.15	1,140
75.0	32.1	35.9	8	14.58	1,150
87.5	32.1	35.9	4	17.01	1,210
100.0	32.1	35.9	0	19.44	1,220

Estos datos nos prueban positivamente que nuestra escoria tendrá una temperatura de fusion no superior a 1,170° C, sin embargo, con todo esto existe contra esta escoria una prevencion de los prácticos casi exagerada; esa prevencion nace en que esta escoria es ligosa, es decir, no se liquida bien si no se le sobrecalienta mucho.

La completa clasificacion de esta escoria se la obtiene en hornos de

tamaños regulares con un extra gasto de combustible que no es nunca superior a 1% mas, basado sobre la carga del horno, del que será necesario para fundir i conservar líquida una escoria mas básica. Dentro del caso en estudio, la produccion de una escoria mas básica significaria una fundicion, mucho mas costosa, tal cual vamos a estudiarla.

Supongamos que optamos por la formacion de un sesquisilicato. Las cantidades de material a mano para formar escoria son las siguientes:

Sílice.....	35.00 kgs.
Oxido de fierro.....	20.85 »
Cal.....	12.00 »
Alúmina.....	4.00 »
Magnesia... ..	3.00 »

TOTAL..... 74.85 kgs,

Fe O que se debe escorificar.....	= 20.85 kgs.
Si O ₂ que este Fe O necesita para formar un sesquisilicato (Ballings) 20.85×0.625	= 13.07 »
Cal existente en el mineral.....	= 12.00 »
Sílice que ésta Cal necesita para formar un sesquisilicato (Ballings) 12×0.803	= 9.63 »
Al ₂ O ₃ existente en el mineral.....	= 4.00 »
Si O ₂ que ésta alúmina necesita para formar un sesquisilicato (Tabla Ballings) 4×1.31	= 5.24 »
Mg O existente en el mineral.....	= 3.00 »
Si O ₂ necesaria para formar un sesquisilicato (Ballings) 1.125×3	= 3.37 »

RESÚMEN

Si O ₂ para el Fe O.....	= 13.07 kgs.
» » la Ca O.....	= 9.63 »
» » la Al ₂ O ₃	= 5.24 »
» » la Mg O.....	= 3.37 »

Sílice necesaria.....	= 31.31 kgs.
» existente.....	= 35.00 »

Exceso de sílice..... = 3.69 kgs.

por cada 100 kgs. de mineral. Seria ahora necesario, para que el sesquisilicato se produjera, neutralizar esta sílice con Cal sabiendo que cada kilógramo de Si O₂ nos costaria 1.24 de cal (Tabla de Ballings); de donde seria

necesario agregar 4.57 kgs. de cal por cada 100 kgs. de mineral, lo que significaría 9.11 kgs. del fundente calcáreo mas puro que se encuentra (carbonato de cal) en la naturaleza.

Antes de tabular esta carga que puede servir como base de comparaciones económicas con la anteriormente tabulada, deseo espresar las deducciones que naturalmente fluyen de lo que se habló sobre el carácter escorificante del óxido ferroso de los silicatos ácidos, es decir, de la ganga de nuestro mineral. Parece lógico i, hasta cierto punto es mui natural, que si nuestra ganga era poco capaz de escorificar el óxido de fierro transformando asimismo en un bi-silicato de fierro i cal, etc., i aun exijia la adicion de sílice libre, será casi imposible que parte de la sílice de esta ganga vaya a hacer el trabajo escorificante de que no es capaz el todo. Esta reflexion está mui de acuerdo con lo espresado anteriormente i sólo la práctica puede decirnos lo que en realidad sucederá; en favor de nuestras ideas campean todos los escritores metalúrgicos que aseguran la necesidad absoluta de la sílice libre en el foco de fundicion i a nuestro favor está tambien la metalurgia misma que nos obliga a considerar que; dentro de las condiciones de espontaneidad en que se efectuará la escorificacion del óxido de fierro en el horno, no es lógico, no es natural, esperar de los silicatos ácidos una accion escorificante o neutralizadora llevada al extremo.

Es natural, pues, esperar que la fundicion calculada bajo estas bases resulte en la produccion de sesquíóxido de fierro (Fe_2O_3) i por consiguiente en una menor oxidacion de óxido ferroso i como consecuencia de esto en una escoria mas ácida que la calculada, pues contendrá menor cantidad de óxido de fierro. Sin tomar ahora en consideracion que este estado de cosas producirá un eje de lei mas baja de la que se esperaba. Estas deducciones teóricas tienen un gran valor porque están comprobadas por la práctica.

El caso en estudio es por desgracia mui comun en la industria i ha llevado a la conclusion a muchos fundidores *«que el horno elije su propia escoria»*. Hecho que ellos deducen de que, aunque aumenten la cantidad de cal agregada al horno, la escoria resultará igualmente silícea. Sin embargo ello es mui natural puesto que miéntras mas cal se agregue al silicato ácido mas se neutraliza su accion escorificante sobre el óxido de fierro i por lo consiguiente ménos fierro se oxida i de aquí que el grado de silicacion permanezca inalterable.

Puesto el caso en estas condiciones sólo tiene una solucion i es neutralizar el 50% del óxido ferroso que se va a formar con sílice libre i la sílice del silicato, que forma la ganga, neutralizarla con cal. Nuestro caso se resolveria entónces en la forma siguiente:

Resúmen de lo anteriormente hecho:

Si O ₂ en el mineral.....	35.00
Si O ₂ para 20,85 de óxido ferroso.....	13.07
» » 12.00 de cal.....	9.63
» » 4.00 de alúmina.....	5.24
» » 3.00 de magnesia.....	3.37
	31.31
Sílice neutralizada.....	— 31.31
	3.69
Cal para 3.69 de sílice.....	4.57

Ahora bien voi a dejar sólo 10.42 de óxido de fierro para que se escorifique con la ganga del mineral i por lo consiguiente la sílice neutralizada se reducirá en 6.53 i quedará en 24.78, siendo el exceso de sílice igual a 10.22 que segun nuestros cálculos (Tabla de Ballings) exigirá 12.67 de cal (sesqui-silicato).

Nos queda ahora que neutralizar 10.42 de óxido ferroso con sílice pura o libre i segun la (Tabla de Ballings) esta cantidad de fierro exige 6.53 de sílice.

Resumiendo tenemos:

Sílice en el mineral.....	35.00
» para $\frac{1}{2}$ Fe O (10.42).....	6.53
» » 12 Ca O.....	9.63
» » 4 Al ₂ O ₃	5.24
» » 3 Mg O.....	3.37
Si O ₂ de la ganga neutralizada.....	24.78
» » » mineral en exceso.....	10.22
Ca O que esta sílice necesita.....	12.67
Si O ₂ libre para $\frac{1}{2}$ de Fe O (10.42).....	6.53

Asumimos que obtengamos fundentes puros tales como cuarzo i carbonato de cal de 50% procedamos a tabular nuestra carga.

CARGA	Peso	Si O ₂		Fe		Ca O		Mg O		Al ₂ O ₃		S		Cu	
		%	k	%	k	%	k	%	k	%	k	%	k	%	k
Mineral.....	100	35	35	20	20	12	12	3	3	4	4	15	15	8	8
Calcáreos	25.34	...	...	...	...	50	12.67	...	...	...	...	...	...	...	...
Sílice.....	7.00	92	6.51	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
TOTAL.....	132.34		41.51		20		24.67		3		4		15		8

Cálculo del eje:

Cobre..... 8.00 kgs.

Fierro..... 3.84 »

Azufre..... 4.16 »

Peso del eje..... 16.00 kgs.

Lei de Cu en el eje..... 50%

Fierro existente en el mineral..... 20.00 kgs.

» » en el eje..... 3.84 »

» para la escoria..... 16.16 kgs.

Oxido de fierro equivalente (16.16.1.29)..... 20.85 »

Escoria:

Sílice..... 41.51 kgs.

Fe O..... 20.85 »

Ca O..... 24.67 »

Al₂ O₃..... 4.00 »

Magnesia..... 3.00 »

94.09 kgs.

Lei de Si O₂ en la escoria $\frac{41.51 \times 100}{94.03} = 44.1$

Lei de Ca O en la escoria $\frac{24.67 \times 100}{94.03} = 26.2$

Lei de Fe O en la escoria $\frac{20.85 \times 100}{94.03} = 22.2$

$$\text{Lei de Al}_2\text{O}_3 \text{ en la escoria} \quad \frac{4 \times 100}{94.03} = 4.2$$

$$\text{Lei de Mg O en la escoria} \quad \frac{3 \times 100}{94.83} = 3.2$$

$$99.9$$

Hemos resuelto el ejemplo i podemos de él recibir una leccion económica de gran importancia.

Para producir un bisilicato nos fué necesario agregar 8.5% de fundente sobre el peso del mineral (asumimos que el fundente esté desprovisto de cobre) para obtener iguales resultados, produciendo una escoria ménos silícea, hemos necesitado agregar 32.34% de fundente sobre el peso del mineral; lo que nos da una diferencia cerca de 24% mas de fundente sobre el peso del mineral para el segundo caso. Se nos dirá que en cambio hemos producido una escoria ménos silícea i que por lo consiguiente necesitaremos ménos coke; para la buena marcha de la fundicion; el estudio de las formaciones de escorias nos induce sin embargo, a creer que la temperatura de fusion de la nueva escoria no baja de 1,200° C, con todo se admite que sea necesario un 2% de coke, en exceso sobre el que es necesario para fundir el mineral, para producir el recalentamiento de la escoria silícea del primer caso. Para el segundo caso se necesita un exceso de 3% mas de coke, sobre el peso de la carga, para fundir el exceso de 24% de fundentes, desprovistos de coke la que se hace necesaria agregar al horno.

Resulta, pues, una ventaja enorme sobre la primera solucion del problema que es lo que el fundidor debe en todo caso hacer.

III CASO

En fundicion de minerales sulfurados o piritosos, pueden presentarse casos bastante complicados que trataremos de resolver, a semejanza de los anteriores, tomando minerales apropiados, es decir, que representen el caso en estudio.

Tomemos, por ejemplo, el siguiente mineral:

Azufre.....	=	8.50%
Cobre.....	=	8.00
Sílice.....	=	40.00
Fierro.....	=	20.00
Cal.....	=	15.00
Magnesio.....	=	8.00

cuya composicion mineralógica de acuerdo tambien con su análisis, sea tambien el siguiente:

Sulfuro de cobre i fierro (pirita cuprífera).

Hematita-sesquióxido de fierro.

Silicato de fierro cal i magnesia.

En el caso anterior averiguamos que la relacion que existe entre azufre i el cobre en un eje de 50% es de 0.52 : 1; si comparamos esta proporcion con la existente en nuestro mineral podremos saber si se trata o no de un mineral en que se haga necesaria la oxidacion o no para fundirlo produciendo un eje de 50% de cobre.

La lei de azufre de nuestro mineral es de 8.5%; pero ya sabemos que sólo debemos considerar como azufre útil o aprovechable en el horno al 50% del azufre contenido en el mineral; de aquí que para comparar la relacion en que está el azufre con el cobre en el mineral, consideremos que la lei de azufre es sólo 4.25%.

Proporcion de azufre a cobre:

I mineral	S : Cu :: 4.25 : 8
II eje de 50%	S : Cu :: 0.52 : 1

Ambas proporciones, se ve, son casi idénticas i para los fines metalúrgicos que perseguimos, debemos considerarlas como iguales.

Podemos decir, entónces, que nuestro mineral, fundido en una atmósfera enteramente neutra, debe producir un eje de 50% de cobre.

En el caso anterior se necesita oxidar el azufre i el fierro contenido para alcanzar esta proporcion de azufre a cobre i por lo consiguiente producir un eje de 50% de cobre; esta oxidacion se produce por medio de un exceso de aire que se introduce al horno, tal cual se verá mas adelante al tratar sobre la ventilacion artificial de los hornos. En este caso se llega a producir un eje de 50% naturalmente, sólo con fundir el mineral.

Aun mas, si fundiéramos el mineral, resultaria que la pérdida de azufre era aun mayor i ello se debe a que figuran en la composicion del mineral, conjuntamente con el sulfuro de fierro i cobre una cantidad de sesquióxido de fierro que reacciona sobre los sulfuros de fierro, oxidándoles i reduciéndose él mismo a óxido ferroso.



sesquióxido de fierro + sulfuro = óxido ferroso + ácido sulfuroso.

La cantidad de azufre oxidado por este capítulo está de acuerdo con la cantidad de fierro presente al estado de sesquióxido de fierro. Un estudio basado sobre los pesos atómicos de la reaccion nos dicen que cada unidad de fierro, al estado de sesquióxido, oxida un décimo de unidad de azufre. Se

hace necesario entonces investigar la cantidad de fierro en el mineral al estado de sesquióxido:

Cobre en el mineral = 8.

Azufre que este cobre necesita = 2 (8 : 4).

Azufre en el mineral.....	8.5
» combinado con el cobre.....	2.0
» combinado con el fierro.....	6.5

Si procedemos como lo hemos hecho en los casos anteriores podemos fácilmente determinar la cantidad de fierro con que este azufre se combina.

Para ello no necesitamos mas que recurrir a los pesos atómicos del sulfuro de fierro que nos dicen que 56 unidades de fierro se combinan con 32 de azufre.

$$56 : 32 :: X : 6.5 \quad X = 11.4$$

La proporcion así planteada nos dice que el fierro combinado con el azufre del mineral es igual a 11.4.

Fierro existente en el mineral.....	20.00
» combinado con azufre.....	11.40
» al estado de óxido.....	8.60

Esto nos dice que para cada 100 kilogramos de mineral se oxidan 0.86 kilogramos de azufre por medio de la reaccion aludida i, como la cantidad de azufre aprovechable es de 4.25 kilogramos para cada 100 de carga, resulta que mas del 20% de esta cantidad se pierde.

El cálculo que antecede tiene poco alcance práctico ya que es difícil fijar la cantidad de fierro presente al estado de sesquióxido, pues cierta cantidad de fierro, así estimada en el cálculo anterior, puede estar al estado de óxido de fierro combinado con la sílice i por lo consiguiente no afecta en absoluto al sulfuro de fierro. El cálculo se ha hecho para demostrar que un factor práctico que continuamente se usa en estos cálculos está siempre mui cerca de la verdad. Se estima que el azufre que por esta reaccion se pierde es equivalente al 25% del azufre fijo o utilizable o sea el 12.5% del azufre contenido en el mineral.

Siendo este el caso, examinemos por un momento lo que sucedería si fundiésemos nuestro mineral en una atmósfera neutral:

Azufre contenido en el mineral.....	8.5%
50% del azufre perdido por sublimacion.....	4.25
12½% » » en reaccion con Fe ₂ O ₃	4.25
Azufre aprovechable para formar eje.....	3.19%

Comparemos ahora la proporcion que debe existir entre azufre i cobre con un eje de 50% con la que existe en nuestro mineral al fundirse:

$$\begin{array}{lcl} \text{Eje de 50\%} & \text{S : Cu} & :: 0.52 : 1 \\ \text{mineral} & \text{S : Cu} & :: 3.19 : 8 \end{array}$$

Proporcion que nos demuestra inmediatamente la falta de azufre para producir un eje de 50%.

No deseamos ahora discurrir sobre la necesidad de producir un eje de 50% i no de mayor lei; pero si dejáremos establecido que con el objeto de facilitar la conversion de estos ejes a cobre, se hace necesario producirlos de un tenor que varia dentro de 45 a 55% i de aquí que nosotros en todos nuestros cálculos tratemos de producir un eje de 50%.

En casos especiales se hace necesario, es conveniente o económico producir ejes de mayor lei; en este caso nosotros trataremos de producir solamente un eje de 50% admitiendo que el máximum de la lei puede ser 55%.

Lo primero que se nos ocurre averiguar es qué clase de eje produciríamos dentro de una atmósfera neutral con la cantidad de azufre que tenemos disponible:

Cobre en el eje.....	8.00
Azufre para este cobre.....	2.00
Peso del sulfuro de cobre.....	10.00
Azufre disponible en el mineral.....	3.19
» combinado con el cobre.....	2.00
» para el fierro.....	1.19

cantidad de fierro necesaria para 1.19 de azufre.

$$56 : 32 :: X : 1.19 \quad X=2.08$$

Peso del sulfuro de fierro:

Fierro.....	2.08
Azufre.....	1.19
	3.27
Peso del sulfuro de Cu.....	10.00
Peso del eje.....	13.27

$$\text{Lei de Cu en el eje} \frac{100 \times 8}{13.27} = 60\%.$$

En realidad el eje resulta en 5% mas alto que lo que nosotros lo deseábamos; no digo con esto que un eje de 60% no sea practicable o bien que no se trate de hacer en las fundiciones en marcha. Mui por lo contrario, creo que el criterio económico del fundidor al frente del Establecimiento es el que debe prevalecer en estos casos; nosotros consideramos el eje con un exceso de cobre porque deseamos resolver el caso con un eje de 50% i si el fundidor que llegase al mismo resultado, deseara producir un eje de 50% tambien, nos seguirá en nuestro cálculo i si se contenta con el eje de 60% dará aquí por terminada su labor i pasará al cálculo de la escoria.

Es necesario sin embargo establecer, en casos como éste, que es mui probable que, calculando en eje de 60% resulta en práctica uno de 65% alejándonos así notablemente del eje de 50% que deseamos producir, mui en especial si la escoria es silícea. Como esplicacion de este fenómeno diré que la atmósfera neutral del horno es casi imposible que se produzca a no ser que se trabaje con una atmósfera enteramente reducente i por lo consiguiente algo del fierro siempre se oxidará debido a la accion del aire, aumentando entónces el tenor en cobre en el eje. El trabajar dentro de una atmósfera reducente tiene el gran inconveniente de ser costosa debido al exceso de cobre que se quema i ademas produce al fundir minerales sulfurados, inconvenientes en la marcha del horno que el lector apreciará debidamente al tratar de la ventilacion especial de los hornos i sobre el combustible usado.

Nosotros estimamos que, en nuestro caso, debemos producir un eje de 50% i que tenemos un déficit marcado de azufre cuyo monto debemos averiguar:

La proporcion de azufre a cobre en un eje de 50% es de 0.52 de azufre por uno de cobre; ahora bien si 8 representa el cobre en el mineral ¿qué número representará el azufre?

$$0.52 : 1 :: X : 8 \quad X=4.16.$$

Azufre necesario para el eje de 50%.....	4.16
» utilizable en el mineral.....	3.19

Falta de azufre para cada 100 kilogramos de carga.....	0.97
--	------

La manera de proveer de azufre al mineral es agregando minerales piritosos (piritas de hierro) que contengan la mayor cantidad posible de azufre. Tómese en cuenta tambien que el 50% del contenido de azufre de esta pirita se pierde por destilacion.

Consideraremos una pirita cuyo análisis sea el siguiente:

Fierro Fe.....	=	36%
Azufre S.....	=	42
Sílice Si O ₂	=	14
Cal Ca O.....	=	7

La lei utilizable en azufre de esta pirita es 21%; el problema se reduce ahora a averiguar qué cantidad de pirita que ensaya 21% de azufre útil, se necesita agregar para producir 0.97 kilogramos de azufre.

La siguiente proporcion nos da la solucion:

100 : 21 :: X : 0.97 X=4.6 kilogramos.

Debemos por consiguiente para cada 100 kilogramos de carga agregar 5 kilogramos de pirita.

Procederemos entónces a tabular nuestra carga:

CARGA	Peso	Sílice		Fierro		Cal		Magnesia		Azufre		Cobre	
	Kls.	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1000	40	400	20	500	15	150	8	80	85	85	7	80
Pirita	50	14	7	56	18	...	3,5	...	...	45	21	...	...
TOTAL.....	1050		407		118		153,5		80		106		80

Cálculo del eje de.....	50%
Cobre presente.....	80 kgs.
Peso del eje.....	160 »
Cobre en carga.....	80 kgs.
Azufre para el Cobre.....	20 »
Peso del sulfuro de Cobre.....	100 kgs.
Peso del eje.....	160 »
Peso del sulfuro de Fierro.....	60 kgs.
Azufre para éste.....	21.80 »

88 : 32 :: 60 : X X=21.8.

Fierro para el sulfuro de fierro.....	38.20 »
---------------------------------------	---------

Composicion del eje:	
Cobre.....	80.0 kgs.
Azufre.....	41.8 »
Fierro:.....	38.2 »
	160.0 kgs.

Cálculo de la escoria:

Fierro en el mineral.....	218.00 kgs.
» combinado en el eje.....	38.20 »
» oxidado.....	179.80 kgs.
Oxido de fierro equivalente (179.8×1.29)	232.00 »

Composicion de la escoria:

Sílice.....	407.00 Kgs.
Oxido de fierro.....	232.00
Cal.....	153.50
Magnesia.....	80.00
	872.50%

Lei de sílice en la escoria:

$$872.5 : 407 :: 100 : X \quad X = \frac{407 \times 100}{872.5} = 46.6\%$$

Es decir que la escoria resultante de la fundicion del mineral, sin ayuda de fundentes que la modifiquen, resulta en un bi-silicato, en la cual la proporcion de fierro a cal no alcanza a ser de 2:1 i si le agregamos a la cal la magnesia a fin de compararla nos resultaria que la proporcion de fierro a cal es de 1.5:1.

Si examinamos nuestras tablas veremos que una escoria mui semejante a esta (formacion del bisilicato) tiene una temperatura de 1,170° C.; me refiero a la escoria que analiza:

Sílice.....	45.57%
Fierro.....	27.43%
Cal.....	24.00

Segun esto nuestra escoria no seria perjudicial; sin embargo, seria conveniente ántes de decidirnos por ella, primero estudiar el efecto del reemplazamiento de la cal por la magnesia que en nuestra escoria es cerca del 30%.

Examinando la tabla respectiva (Reemplazamiento de cal por magnesia) vemos que si se reemplaza un 25% de cal por magnesia la temperatura de fusion de la escoria baja, pero en seguida sube notablemente alcanzando a 1,240° C. cuando el 37% de la cal ha sido reemplazado.

Esta subida, en el caso de la tabla, significa como 90° C. mas que la temperatura de fusion del silicato de fierro i cal respectivo.

En nuestro caso debemos esperar por lo ménos, los mismos resultados es decir, una escoria cuya temperatura de fusion no baje de 1,260° C.

Si a esto se agrega que se hará necesario mantener una temperatura mucho mas alta para conservar la escoria bien fundida se tendrá por resultado que la escoria en cuestion se hace imposible para nuestro horno i se debe buscar alguna manera de remediarla. El alto porcentaje de cal i de magnesia en una escoria que es un bisilicato produce estas dificultades i en jeneral se puede decir que para esta clase de escorias un 14% de cal es suficiente; aquí tenemos mas de 26% de cal i magnesia.

La solucion del problema estriba en agregar mas fierro con el doble objeto de bajar el grado de silicatacion de la escoria i el de aumentar la proporcion que existe entre fierro i cal basándose en que una proporcion de dos de fierro por uno de cal es la que da mejores resultados. Será imposible que tratemos de obtener esa proporcion pues el caso es desfavorable; pero sí usaremos todo el fierro que sea posible para bajar el grado de silicatacion a 40% o sea al del sesquisilicato.

Peso de la sílice en carga.....	407.0 kgs.
» del óxido de fierro existente.....	232.0 »
Sílice que necesita para formar un sesquisilicato (232 × 0.625).	145.0 »
Cal existente en el mineral.....	153.5 »
Sílice necesaria para formar sesquisilicato.....	123.3 »
Magnesia existente en el mineral.....	80.0 »
Sílice que necesita para formar sesquisilicato.....	90.0 »

RESÚMEN

Sílice existente en el mineral.....	402.0 kgs.
» para el óxido ferroso.....	145.0
» » la cal.....	123,3
» » la magnesia.....	90.0
	358.3
Sílice en exceso.....	46.7 »
Oxido de fierro necesario para esta sílice (46.7 × 1.60)	74.0 »

Estos 74 kilogramos se pueden agregar en forma de fundente ferrujinoso oxidado que es jeneralmente mui puro i contiene sobre 55% de óxido de fierro; o bien se puede agregar en forma de pirita tal cual la hemos usado para arreglar nuestro eje; pero en este último caso la fundicion cambia de carácter i la pirita que se agrega para fundir esta cantidad de fierro debe ser oxidada por la accion del viento introducido al horno. Nosotros nos decidimos por agregar pirita cuyo análisis ya hemos insertado i que contiene 36% de fierro que corresponden a 46.4% de óxido de fierro.

La cantidad de pirita necesaria nos da el siguiente cálculo:

$$100 : 46.4 :: X : 74 \quad X = 160 \text{ kilogramos.}$$

Esta cantidad de pirita va agregar a la fundicion una cierta cantidad de fierro i cal que no guardan entre ella la proporcion que exige el sesquisilicato pero el exceso de sílice libre no será superior a 12 kilogramos por cada 1,200 de carga i por lo consiguiente no merece que se tome en consideracion.

Procederemos pues a ordenar nuestra carga:

Mineral.....	1,000 kgs.
Pirita.....	210 »
	1,210 kgs.

CARGA DE FUNDICION

CARGA	Peso	Sílice		Cal		Fierro		Azufre		Cobre		Magnesia	
	Kls.	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1000	40	400	15	150	20	200	85	85	8	80	8	80
Pirita... ..	210	14	29,4	7	14,7	36	75,6	42	87,2	...	...	...	...
TOTAL.....	1210		429,4		164,7		275,6		173,2		80		80

Cálculo del eje de 50%:

Cobre en carga.....	80.0 kgs.
Azufre necesario.....	20.0 »
	Peso del sulfuro de cobre..... 100.0 kgs.
Peso del eje.....	160.0 kgs.
» del sulfuro de fierro.	60.0 »
Azufre para este fierro.....	21.8
Fierro para este azufre.....	38.2 »

Composicion del eje:

Cobre.....	80.0 kgs.
Azufre.....	41.8 »
Fierro.....	38.2 »
	Peso del eje..... 160.0 kgs.

$$\text{Lei de cobre en el eje} \quad \frac{80 \times 100}{160} = 50\%.$$

Azufre presente en el mineral.....		173.20 kgs.
50% perdido por sublimacion.....	86.60	
12½ perdido por reacciones.....	21.65	
Azufre en el eje.....	41.80	
Total del azufre gastado.....		150.05 »
Azufre que se debe oxidar.....		23.15 kgs.

Cálculo de la escoria:

Fierro presente en el mineral.....	275.60 kgs.
» ocupado en el eje.....	38.20 »
» para la escoria.....	237.40 »
Oxido de fierro equivalente.....	306.24 »

Composicion de la escoria:

Sílice.....	429.40 kgs.
Cal.....	164.70 »
Oxido de fierro.....	306.24 »
Magnesia.....	80.00 »
980.34 kgs.	

$$\text{Lei de sílice} \quad \frac{429.4 \times 100}{980.34} = 43.8\%$$

$$\text{Lei de cal} \quad \frac{164.7 \times 100}{980.34} = 16.3\%$$

$$\text{Lei de óxido de fierro} \quad \frac{306.24 \times 100}{980.34} = 31.2\%$$

$$\text{Lei de magnesia} \quad \frac{80 \times 100}{980.34} = 8.7\%$$

Esta escoria de acuerdo con nuestras tablas debia fundirse a una temperatura inferior a 1,150° C., sin embargo, el porcentaje subido de magnesia hace que la temperatura de formacion sea superior a 1,240° C. i exigirá, por

consiguiente, bastante combustible para que la marcha del horno sea fácil.

IV CASO

En los tres casos anteriores hemos estudiado la fundicion considerada bajo tres aspectos diferentes que corresponden a la manera como se presentan los minerales en Metalurgia; en este cuarto caso deseamos estudiar un caso mui comun en nuestro pais i que se representa por el mineral cuyo análisis se detalla al pié:

Sílice.....	=	55%
Cal.....	=	12
Alúmina.....	=	8
Magnesia.....	=	7
Azufre.....	=	4
Fierro.....	=	6
Cobre.....	=	7

La composicion mineralógica del mineral la forman uno de los sulfuros de cobre i fierro conocidos como «bronce morado» o plateado, dentro de una ganga que corresponde a una roca ígnea o a un silicato de cal, alúmina i magnesia.

La produccion de un eje de 50% teniendo este mineral como base, está fuera de toda posibilidad como fácilmente el lector puede convencerse, despues de un lijero exámen practicado en igual forma que en los casos anteriores.

La relacion entre azufre i cobre en un eje de 50%, es segun lo hemos establecido de 0,52 de azufre por uno de cobre.

En nuestro mineral la lei de azufre aprovechable (50% del azufre contenido) es de 2% i por lo consiguiente las proporciones se comparan como sigue:

En el eje de 50% S : Cu :: 0.52 : 1

En el mineral S : Cu :: 2 : 7.

Lo que indica que el déficit de azufre es enorme. Si fuéramos aun mas léjos podemos establecer que la lei de nuestro eje será así sumamente alta.

Cobre en el mineral.....	=	7.00
Azufre necesario para este cobre.....	=	1.75
Peso del sulfuro de cobre.....	=	8.75

Azufre contenido en el mineral.....	=	4.00
» perdido por destilacion.....	=	2.00
» aprovechable.....	=	2.00
Azufre aprovechable.....	=	2.00
» combinado con cobre.....	=	1.75
» para el fierro.....	=	0.25
Azufre para el fierro.....	=	0.25
Fierro que este azufre necesita $32:56 :: 0.25 : X$ $X=0.43$	=	0.43
Peso del sulfuro de fierro		
» » azufre.....	=	0.25
» » fierro.....	=	0.43
	=	0.68
Peso del sulfuro de cobre.....	=	8.75
» » eje.....	=	9.43

$$\text{Lei en cobre del eje} \frac{100 \times 7}{9.43} = 74.2\%.$$

Se debe contemplar en este caso el problema bajo la produccion de un eje de 74.2% que en práctica resultará mas alto, o bien se debe proceder a agregar azufre en forma de piritas para bajar la lei del eje a la normal de 50%.

Nosotros, para proceder en orden discutiremos primero las ventajas e inconvenientes de ámbos procedimientos i en seguida resolveremos el caso bajo las dos bases en que se ha planteado.

La produccion de un eje de 74% seria la mas económica por muchísimas razones entre las cuales el fundidor debe tomar mui en cuenta la no adicion de fundentes estraños, es decir, minerales sulfurados que no contienen lei de cobre. Si en la localidad se tuviese minerales sulfurados con lei de cobre el problema perderia toda su orijinalidad, pues ámbos minerales mezclados resultarian en la formacion de un nuevo mineral con mayor lei de (S.) azufre, lo que haria que el caso en estudio pasara al dominio de los ya estudiados.

Ademas de la ventaja ya enunciada hai que considerar que el grado de concentracion producida, tal vez en igualdad de gasto, de un mineral de 7%, a un eje de 50% o de 74% es mucho mayor para el caso de produccion de ejes de 74% de cobre.

La desventaja reside en que el eje producido no puede ser convertido

directamente a cobre en el mismo establecimiento sino que debe ser reducido a cobre metálico por otros medios mas costosos que el tratamiento en convertidores, o bien tienen que ser enviados a instalaciones que tengan ejes de baja lei a fin de que puedan ser convertidos mezclándolos con los ejes de esta última naturaleza.

Otra desventaja consiste en la mayor pérdida de cobre en la escoria, pero esto puede fácilmente subsanarse produciendo escorias muy livianas i usando ante crisoles en forma de hornos de reverberos que mantengan estas escorias térreas muy bien fundidas.

La produccion de ejes de 50% es la solucion menos económica i talvez la mas difícil metalúrgicamente considerada. Se necesita agregar, como se verá al resolver el caso, una cantidad considerable de piritas que aumentan el costo de fundicion i disminuyen la capacidad efectiva del horno; estas piritas suministran todo el azufre necesario pero introducen al horno un exceso de fierro (pues la mitad del azufre combinado con el fierro se pierde) que se hace necesario oxidar i escorificar.

El lector recordará las consideraciones que nos hicimos al estudiar el carácter escorificante de óxido de fierro que presentan los silicatos ácidos tal cual es el que forma la ganga de nuestro mineral.

Evidentemente nos encontramos ante el caso mas difícil i delicado que se presenta en la práctica de las fundiciones de minerales; caso que forma el verdadero problema, sin solucion en no pocos de nuestros pequeños establecimientos que tienen por base para su fundicion la produccion de una mina con minerales de esta naturaleza.

El autor ha resuelto el caso de ámbas maneras en dos fundiciones diferentes i los resultados obtenidos al tratar de fundir a ejes de 50% agregando pirita, han sido muy mediocres, siéndole imposible escorificar el fierro que la pirita aporta en exceso al horno, lo que se traduce en una marcha enteramente anormal i en un eje de baja lei que contiene fierro al estado metálico i sesquióxido de fierro, cuerpos ámbos que por cualesquier descuido o enfriamiento producen acreciones o callos en los crisoles o ante-crisoles de hornos en la forma i condiciones que se estudiará al tratar de la marcha de los hornos. En cambio la fundicion a ejes de alta lei de esta clase de minerales, sin agregar piritas, se ha practicado en excelentes condiciones sin tener que lamentar inconveniente alguno, aunque es de desear que para que ella se lleve a cabo el horno debe estar dotado de un ante-crisol en forma de horno de reverbero.

Puestos de manifiesto las ventajas e inconvenientes de ámbos sistemas seguiremos en el desarrollo del ejemplo a fin de que ámbas soluciones puedan servir al fundidor para comparar los resultados económicos.

Fundiendo el mineral directamente sin provocar oxidacion alguna, sabemos ya que alcanzaremos como resultado un eje de 74% de cobre.

Nuestra carga quedaria en la siguiente forma:

CARGA	Peso	Si O ₂		Ca O		Al ₂ O ₃		Mg O		Fe		S		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1000	55	550	12	120	8	80	7	70	6	60	4	40	7	70

Cálculo del eje:

Cobre contenido en el mineral.....	70.00 kgs.
Azufre necesario para este cobre.....	15.50 »
Peso del sulfuro de cobre.....	87.50 kgs.
Azufre contenido en el mineral.....	40.00 kgs.
» volatilizable.....	20.00 »
» utilizable.....	20.00 kgs.
» usado para el cobre.....	17.50 »
» para el fierro.....	2.50 kgs.
Fierro que este azufre necesita.....	4.30 »
Peso del sulfuro del fierro.....	6.80 kgs.
» del sulfuro de cobre.....	87.50 »
» del eje.....	94.30 kgs.

Lei de cobre en el eje
$$= \frac{70 \times 100}{94.3} = 74.2\%$$

Cálculo de la escoria:

Fierro existente en el mineral.....	60.00 kgs.
» combinado con el eje.....	4.30 »
» para la escoria.....	55.70 kgs.
Oxido de fierro equivalente (55.7 × 1.29)	71.83 »

Componentes de la escoria:

Sílice.....	550.0 kgs.
Cal.....	120.0 »
Alúmina.....	80.0 »
Oxido de fierro.....	72.0 »
Magnesia.....	70.0 »
Peso de la escoria.....	89.2 kgs.

$$\text{Lei de sílice de la escoria} = \frac{550 \times 100}{892} = 61.6\%.$$

A primera vista estaba que la escoria que resulta de los constituyentes del mineral es sumamente ácida i su fundicion es enteramente imposible dentro de los hornos. Nuestro estudio se reducirá en el caso presente a averiguar cuál será la mejor base que será posible agregar como fundente para producir una escoria de 45% de sílice mas o menos o sea un sesquisilicato.

Lo primero que debemos averiguar es que la alúmina presente en la escoria haga el papel de base i no el de ácido.

Las condiciones en que aquí se presenta nos mueven a creer que ella actuará como ácido a no ser que dicha actuacion se destruya teniendo para ello mui presente lo espuesto al tratar de la manera de conducirse la alúmina en presencia de cal i magnesia. Decíamos entónces que es absolutamente necesario, para que la alúmina hiciese el papel de base, que la proporcion existente entre cal i alúmina debia ser de tres de cal por uno de alúmina.

Ahora bien, la proporcion existente en nuestra escoria es de 80 de alúmina por 120 de cal; se hace pues necesario aumentar la proporcion de cal en 120 kilogramos mas por cada 1,000 de carga a fin de obtener la proporcion deseada que seria de 80 a 240 o sea de 1-3.

En esta forma la alúmina entrará a reemplazar al fierro en la escoria i si observamos la tabla respectiva de reemplazamientos veremos que el 8% de la alúmina que probablemente tendrá nuestra escoria no influye grandemente en la temperatura de fusion de la escoria, temperatura que por este capítulo no será superior a 1,170° C.

Se observa sin embargo, que nuestra escoria carece de óxido de fierro i será por lo consiguiente conveniente neutralizar la sílice que aun permanezca en exceso agregando fierro a la carga. El autor es de opinion que el fierro que se agregue para este fin sea al estado de fundente ferrujinoso oxidado tal cual es la hematita con lo que se consigue un doble efecto, a saber: proporcionar el fierro necesario a la escoria i aumentar la lei del eje

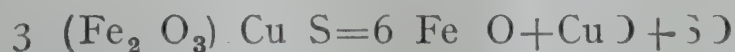
pues el sulfuro de fierro existente reaccionará sobre el óxido, tal como hemos visto en el caso anterior, produciéndose por este motivo la pérdida del 25% del azufre útil del mineral.

Recapitulando tendríamos entonces lo siguiente:

Cálculo del eje:

Cobre contenido en el mineral.....	70.00 kgs.
Azufre necesario para este cobre.....	17.50 »
Azufre contenido en el mineral.....	40.00 »
50% de azufre perdido por sublimacion....	20.00 »
Azufre utilizable.....	20.00 kgs.
25% perdido por oxidacion.....	5.00 »
Azufre aprovechable.....	15.00 kgs.

Segun esto el azufre aprovechable es de 15 kilogramos por cada 1,000 de carga i por otra parte el cobre sólo necesita 17.50 kilogramos; se puede creer entonces que el cobre tambien se oxida i en realidad ello es verdadero pues los sesquióxidos de fierro actúan sobre él, formando óxido de cobre i ácido sulfuroso:



Al mismo tiempo, sin embargo, el óxido de cobre, así formado, actúa sobre el sulfuro de cobre existente i se trasforman ámbos en cobre metálico.



Lo que fácilmente esplica la presencia de Cobre metálico en los ejes i lo que nos asegura que el cobre no se oxidará mientras exista azufre en el mineral.

Nuestro eje se compondrá solamente cesentón de:

Cobre.....	70 kgs.
Azufre.....	15 »
Peso del eje.....	85 kgs.

$$\text{Lei de cobre del eje} = \frac{70 \times 100}{85} = 82.3\%.$$

Nuestra escoria se compondrá de los siguientes cuerpos:

Sílice.....	550.0 kgs.
Cal (120 de mineral 120 que hai que agregar).....	240.0 »
Oxido de fierro (60×1.29).....	77.4 »
Alúmina.....	80.0 »
Magnesia.....	70.0 »

Veamos si todos estos constituyentes se neutralizan entre sí formando un sesquisilicato; si ello no es efectivo, como a la vista está, neutralizaremos el exceso de sílice con óxido de fierro.

Sílice necesaria para la cal 240×0.803	192.70 kgs.
»] necesaria para el óxido de fierro 77.4×0.625	48.40 »
» necesaria para la alúmina 80×1.31	104.80 »
» necesaria para la magnesia 70×1.125	78.80 »
» neutralizada.....	424.70 kgs.
» existente en el mineral.....	550.00 kgs.
» neutralizada.....	424.70 »
» por neutralizar.....	125.30 kgs.
Oxido de fierro necesario para esta sílice 125.3×1.60	200.48 »

El problema está resuelto agregando por cada 1,000 kilogramos de carga 120 kilogramos de cal i 200.48 kilogramos de óxido ferroso.

Los fundentes que tenemos a mano para efectuar estas adiciones son jeneralmente puros; así, por ejemplo, nuestro carbonato de cal analiza

Sílice.....	2%
Cal.....	50
CO ₂	resto.

La cantidad de carbonato de cal necesaria para producir 120 kilogramos de cal nos la da la siguiente proporcion:

$$100 : 50 :: X : 120 \quad X = 240 \text{ kilogramos.}$$

Será necesario agregar 240 kilogramos de carbonato de cal que con todo no alcanzan a contener 5 kilogramos de sílice. Si contuviera mayor cantidad se neutralizaria con la misma cal agregando mayor cantidad.

Nuestro fundente ferrujinoso analiza:

Oxido de fierro.....	65%
Sílice.....	3
Alúmina.....	1

La cantidad de fundente necesaria para producir 240 kilogramos de óxido de fierro nos la da la siguiente proporcion:

100 : 65 :: X : 200.48 X=308.4

Por lo consiguiente, será necesario agregar 308.4 kilogramos de fundente ferrujinoso.

Nuestro problema queda resuelto con la siguiente carga:

Mineral.....	1,000.00
Carbonato de cal.....	240.00
Sesquióxido de fierro.....	308.40
TOTAL.....	1,548.40

Cálculo del eje:

Debido a lo explicado en éste i en el ejemplo anterior la pérdida de azufre es equivalente al 62.5% del azufre contenido.

CARGA	PESO	Si O°		Al° O°		Mg O		Ca O		S		Fe		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1 000	55	550	8	80	7	70	12	120	4	40	6	60	4	70
Carbonato de cal.....	240	2	4,8					50	120						
Sesquióxido de fierro	308.4	3	10		83.7		70		240		40		214.2		70
Sesquióxido de fierro	308.4	3	10		3.7							50	154.2		
TOTAL.....	1548.4		564.8		83.7		70		240		40		214.2		70

Azufre contenido en el mineral.....	40.00 kgs.
62.5% perdido.....	25.00 »
Azufre aprovechable.....	15.00 kgs.
» para el cobre.....	15.00 »
» para el fierro.....	00.00 kgs.
Composicion del eje cobre.....	70.00 kgs.
» » azufre.....	15.00 »
	85.00 kgs.

Lei de cobre del eje $\frac{70 \times 100}{85} = 82.3\%$.

Cálculo de la escoria:

Fierro en la carga.....	214.20 kgs.
Oxido de fierro que representa.....	277.40 »

Composicion de la escoria:

Sílice.....	=	564.80 kgs.
Oxido de fierro.....	=	277.40 »
Cal.....	=	240.00 »
Alúmina.....	=	83.10 »
Magnesia.....	=	70.00 »
	=	1,235.30 kgs.

$$\text{Ley de sílice} = \frac{564.8 \times 100}{1,235.3} = 45.70\%$$

$$\text{Lei de óxido de fierro} = \frac{277.4 \times 100}{1,235.3} = 22.40\%$$

$$\text{Lei de cal} = \frac{240.00 \times 100}{1,235.3} = 19.40\%$$

$$\text{Lei de alúmina} = \frac{83 \times 100}{1,235.3} = 6.7\%$$

$$\text{Lei de magnesia} = \frac{70 \times 100}{1,235.3} = 5.6\%$$

99.8%

La escoria producida es un sesquisilicato en que la alúmina juega el papel de base, puesto que mantenemos en la carga tres unidades de cal para una de alúmina.

Si optamos ahora por producir un eje de 50% tendríamos que recurrir al auxilio de las piritas, pues el análisis de nuestro mineral nos da la siguiente relacion entre el azufre i el cobre que contiene.

$$S : Cu :: 4 : 7$$

i si a esto descontamos el 50% del (S) azufre que se pierde por sublimacion tendremos que la proporcion efectiva es de

$$S : Cu :: 2 : 7$$

que comparada con la que debe existir entre el azufre i cobre en el eje de 50% resulta con un déficit notable de azufre.

S : Cu :: 0.52 : 1

La cantidad de azufre que nos hace falta se determina por medio de la siguiente proporcion:

1 : 0.52 :: 7 : X — X=3.64 kilógrs. de azufre en cada 100 kilógramos de mineral i como por otra parte en el mineral tenemos 2 kilógramos de azufre útil por cada 100 kilógramos de mineral, resulta que el déficit de azufre es equivalente a 1.64 kilógramos de azufre por cada 100 de mineral.

El análisis de la pirita avaluable en la localidad es el siguiente:

Sílice.....	=	23%
Fierro.....	=	35
Azufre.....	=	30
Cal.....	=	8

Para determinar la cantidad de pirita necesaria para proporcionar 1.64 kilógramos de azufre, debemos considerar que la lei útil de azufre en la pirita es sólo 15% pues el resto se pierde por volatilizacion; la proporcion que sigue nos dará entónces la cantidad de pirita necesaria.

100 : 15 :: X : 1.64 X=10.9 kgs.

o prácticamente 11 kilógramos.

Nuestra carga para los fines de calcular la escoria quedará tabulada bajo la siguiente forma:

CARGA	PESO	Si O ²		Ca O		Al ² O ³		Mg O		S		Fe		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1 000	55	550	12	120	8	80	7	70	4	40	6	60	7	70
Pirita.....	110	23	25.3	8	8.8					30	33.7	35	38.5		
TOTAL.....	1 110		575.3		128.8		80		70		73.7		98.5		70

IGNACIO DIAZ OSSA

(Continuará).

Un accidente topográfico en el departamento de San Carlos i su explicacion jeológica

El llano longitudinal, al este del pueblo de San Carlos se estiende como un plano casi completamente parejo, que sube con una gradiente mui suave, 0,3%; su superficie está formada de arcilla, a la qué se junta, a medida que se avanza hácia el este, algo de trumao. La estacion de San Carlos está a 170 metros sobre el mar i la proyectada estacion de Zemita a 250 metros, es decir, una diferencia de nivel de 80 metros sobre una estension horizontal de 20 a 25 kilómetros.

A la distancia mencionada de 20 a 25 kilómetros de San Carlos se levantan de repente como una inmensa grada en el terreno las llamadas «Lomas» que se estienden desde aquí hasta el pié de la cordillera con un ancho de 25 a 30 kilómetros. De norte a sur se estienden las Lomas desde mas al norte del rio Perquilauquen hasta mas al sur del rio Ñuble i sin mas interrupcion que los lechos de estos rios. Su frente sube con una gradiente variable de 10-20-30 grados hasta la altura de 100 a 150 metros (350 a 400 sobre el mar), altura que el proyectado ferrocarril vence con gradientes hasta de tres por ciento. Desde aquí sigue un terreno suavemente ondulado hasta la altura de 600 metros mas o ménos al pié de la cordillera, es decir 200 a 250 metros de subida en una distancia de 25 kilómetros, o con una gradiente término medio de 0,80 a 1,0%. En esta estension hai llanuras al parecer horizontales, como tambien hai subidas i bajadas. Vistas de alguna distancia desaparecen estas irregularidades i se ve solamente un plano inclinado hácia el poniente.

La composicion de estas lomas se ve solamente en las pocas partes, donde el terreno i las barrancas no están cubiertas de vejetacion. Al norte de las casas de la hacienda Zemita se levanta la «Loma Alta» hasta la mencionada altura de 100 i mas metros sobre el llano. Al lado este está cortado por una profunda quebrada, que corre de sur a norte i que la deja mas o ménos aislada i con todo el aspecto de un inmenso ventisquero terminal. En la falda abrupta al este de esta Loma Alta, han cavado las lluvias varias quebraditas hasta la profundidad de quizas 50 metros mas o ménos i que presentan magníficos perfiles. Todo aquí es un conglomerado sin estratificacion alguna; solamente se nota que la cantidad de las piedras embutidas disminuyen de arriba hasta abajo. Tienen estas un diámetro hasta de un pié i mas; algunas están redondeadas. La mayor parte son de color blanquizco, el color de la cordillera al este i medio caolinizadas, pero tambien se encuentra una que otra piedra negra, al parecer volcánica. La masa en que están embutidas no es ni arena ni arcilla; es blanquizca de color como las piedras embutidas i parece compuesta de la misma masa caolinizada que las piedras.

Este conglomerado es llamado por los habitantes «tosca»; donde sale al sol es casi completamente estéril, pero como jeneralmente está cubierto por trumao, tienen las lomas una lozana vejétation de robles i otros árboles, donde estos no han sido quemados ni cortados para sembrar trigo.

Unos diez kilómetros mas al este en la superficie plana de las Lomas he visto un riachuelo con piedras bien redondeadas del tamaño de uno a dos pies, de composicion felsítica i sin señal de descomposicion. Unos 20 a 30 kilómetros al este de la Loma Alta está separado de la cordillera el terreno de las Lomas por una quebrada honda i ancha que corre de norte a sur i que segun parece nace en el mismo terreno de las Lomas. En la confluencia de esta quebrada con el rio Ñuble está situada la villa de San Fabian a 481 metros sobre el nivel del mar. Unos cuantos kilómetros ántes de llegar a la villa he visto al lado del camino tres bloques erráticos, el mayor de mas de un metro cúbico de volúmen. Estas piedras, por lo ancho de la quebrada no pueden haber llegado allá directamente de la cordillera; sino deben haber caido del terreno de las Lomas, que por lo demas aquí no presenta ningun perfil por estar todo cubierto de vejétation. En las barrancas sur del rio Ñuble al frente de San Fabian divisé cortes del mismo color i aspecto de los de la Loma Alta, pero no tuve ocasion de acercarme a ellas. Diez a quince kilómetros mas al oeste he divisado desde léjos en la barranca norte del rio Ñuble otro perfil del mismo color blanquizco. No mui léjos de la orilla norte del rio Ñuble i ya dentro del llano arcilloso, a unos 200 o 250 metros de altura sobre el mar, he visto dentro de un potrero de Zemita un inmenso block errático, que los habitantes han bautizado con el nombre de «Moticura». Tiene de circunferencia mas o ménos 50 metros i una altura de 8 metros. Es de composicion diorítica i felsítica. Sirve de deslinde entre los fundos vecinos.

El jeólogo se pregunta, cómo se han acumulado estas inmensas masas de terreno de acarreo; i cómo las piedras grandes i especialmente la llamada «Moticura» han llegado hasta el lugar donde se encuentran.

Desde luego las aguas corrientes no pueden haberlas traído. Los rios actuales, el Ñuble i el Perquenco, no acumulan; han cavado sus profundos lechos en el terreno de las Lomas. Aun suponiendo que en tiempos pasados con mas caudal de agua i mas abundante provision de material puedan haber obrado acumulando, no se explicaria la ausencia de estratificacion en la Loma Alta i la presencia de los grandes bloques erráticos, especialmente de la llamada Moticura. Hielos flotantes tampoco pueden haber traído una piedra tan grande. No nos queda mas que admitir, que a lo ménos la Loma Alta i probablemente una gran parte del frente del terreno de las Lomas representa una moraina terminal colosal, que ha sido traída por un ventisquero.

Debemos suponer que todo el frente de la cordillera entre los rios Ñuble i Perquenco i probablemente mas allá de estos rios, ha estado cubierto por una capa de nieve de varios centenares de metros de espesor, cuya parte inferior por el peso de la masa superior ha sido empujada sobre el llano

longitudinal hasta la distancia de 20 a 30 kilómetros de la base de la cordillera. Durante este avance (lento naturalmente) ha llevado por delante de sí todo el material suelto, que encontraba en su camino i ademas la superficie descompuesta de la roca firme, que durante largas épocas jeológicas habia estado espuesta a la descomposicion. De este material se formó la moraina i se esplica porque las piedras embutidas se encuentran medio caolinizadas. La inmensa cantidad de material, que se encuentra al este de la primera moraina frontal, debe consistir ya en otras morainas frontales, que ha dejado el ventisquero durante su retroceso, ya en la moraina basal, que se formó debajo del ventisquero, ya del material arrastrado por el agua corriente durante el deshielo (material fluvioglacial).

Estos detalles es posible que se podrian estudiar en los perfiles de las barrancas del rio Ñuble, que no alcancé a visitar.

Corresponden las Lomas al material glacial, que el doctor J. Brüggén encontró en el salto de Itata i el salto de Laja (el banco de Laja) aunque estos son de material volcánico de color negro i de muchos menores espesores. (BOLETIN de la Sociedad Nacional de Minería núms. 201-212, páj. 483).

La arcilla en el llano al oeste de las Lomas debe haberse depositado por las aguas arcillosas, que salieron debajo del ventisquero en aguas tranquilas, de laguna o del mar.

El trumao es de oríjen mucho mas moderno, puesto que forma la superficie de las Lomas tanto en los altos como en los bajos. Se compone de una tierra colorada de grano sumamente fino. Donde no ha sido removido es bastante coherente para que se pueda cavar pozos i canales en él. Pero una vez removido forma un polvo livianísimo, que el viento levanta con la mayor facilidad. Es mui permeable i se seca pronto despues de un aguacero. En la villa San Fabian han cavado pozos en el trumao hasta la profundidad de 14 metros; al llegar a esta profundidad se encontró la tosca (el conglomerado subyacente) i agua. El trumao no sirve para hacer adobes. De todo esto se ve que es mui distinto de la arcilla. Probablemente es lo que los jeólogos llaman «loess», un material fino acarreado por el viento i retenido i acumulado entre el pasto. Se sabe que una gran parte de China está cubierta de este «loess» hasta un espesor de varios centenares de metros i que segun los jeólogos ha sido traído por el viento desde Mongolia, de centenares de kilómetros de distancia.

En el caso presente no seria estraño que tuviera relacion con las cenizas arrojadas por los volcanes del sur, especialmente del volcan Chillan.

LORENZO SUNDT,
Ingeniero de minas.

P. S. Si no me he equivocado en mi esplicacion sobre el oríjen de Las Lomas, quedaria constatado el hecho, hasta ahora no conocido, que durante la época glacial las nieves eternas se han estendido sobre el llano longitudinal con un espesor enorme entre los grados 36 i 37 i hasta 40 kilómetros o mas al Oeste de la cordillera de Los Andes, i que aquí probablemente se han encontrado con las playas del Océano Pacifico, que en aquel tiempo debe haber llegado hasta este punto.—L. S.

Situación de los mercados de minerales i combustibles

COBRE.—Mercado mui firme, con una demanda extraordinaria.

Se cotiza en Lóndres, el *standard* a £ 106,5.0; el *best selected* de £ 129 a £ 132; i el electrolítico de £ 136 a £ 139.

ESTAÑO.—Este metal no ha sufrido variaciones de importancia durante la semana pasada. Existe la creencia, sin embargo, de que la falta de permisos de importacion hará que suban los precios en plazo breve.

PLOMO.—El mercado de Lóndres señala una pequeña alza. Se cotiza de £ 32 a £ 32.6.3.

ZINC.—Ha experimentado este metal una rápida subida de los precios, cotizándose en Lóndres de £ 103 a £ 95.

En España, la Real Compañía Asturiana cotiza el lingote, clase corriente, a 2.600 pesetas la tonelada. Hai pocas existencias.

ANTIMONIO.—Continúa nominal. De las minas españolas se está estrayendo bastante mineral, i se confía en que mui pronto habrá existencias.

PLATA.—Standard, 26 7/8 d.; plata fina, 29 d.

ANTIMONIO.—£ 95 por tonelada; precio fijado por el Gobierno inglés.

MERCURIO.—£ 16.10.0 por frasco.

NIQUEL.—£ 225 por tonelada.

PLATINO.—Nominal.

BISMUTO.—10 s. por libra.

CADMIO.—7 s. a 8 s. por libra.

SULFATO DE COBRE.—£ 47 por tonelada.

AZUFRE.—En Barcelona, se cotiza: en sacos de 20 kilogramos, a 9,15 pesetas el saco; en sacos de 40 kilogramos, a 18,00; azufre flor, en sacos de 50 kilogramos, a 25,00

LATON:

Alambre, 1 s. 4 1/8 d. por libra.

Tubos, 1 s. 4 3/4 d. ídem.

Planchas, 1 s. 4 5/8 d. ídem.

MINERALES:

Molibdenita (90 por 100 MoS₂ mínimo), 105 s. por unidad.

Wolfram (70 por 100 WO₃ puro), 55 s. por unidad.

Scheelita (70 por 100 WO₂), 55 s. ídem.

Mineral de cromo.—Precio base de 50 por 100 Cr₂O₃, 130 s. por tonelada; escala 2 s. 6 d.

MINERALES DE HIERRO.—En Bilbao, segun *Informacion*, se ha notado algun movimiento en el mercado de mineral, pero se cree que está ya vendido todo el mineral del mercado, i solamente a precios elevados se decidirán los mineros a aumentar sus ya efectuadas ventas.

Quedan aun por colocar, como es natural, aquellos minerales que siempre desembarcan en el mercado aleman; pero, aun de éstos, no pequeña parte han encontrado colocacion en el mercado inglés, sacrificando un tanto sus precios.

En lo que va de mes, se conoce la venta de 10,000 toneladas rubio fosforoso, buena composicion mecánica, a 9/, i 18,000 toneladas de lavado i cantera, tambien fosforoso, a 9/6.

Tambien se tiene noticias de haberse vendido unas 45,000 toneladas rubio a 11/ i un pequeño cargamento de rubio avenado a pesetas 14 la tonelada.

De carbonato se conoce la venta de un cargamento a 11/6.

Los fletes corrientes con mineral desde Bilbao a los puertos que se expresan, eran el 22 del pasado:

Ardrossan o Ayr, 24/6; Glasgow, 25/-; Maryport, 23/6; Newport, 19/-; Tyne Dock, 24/-; Middlesbró, 24- i Cardiff, 18.

En Inglaterra el mercado de hierro de Cleveland se halla influido por la especulacion en los *warrants*, i la excesiva fluctuacion en los precios suspende las operaciones.

Los comerciantes cotizaban 93/6 para el Cleveland número 3 G. M. B., cerrándose a 94/3; pero los precios eran más o menos nominales, pues apenas hubo transacciones, porque ni vendedores ni compradores mostraron deseos de operar con tal oscilacion en los precios.

En las clases en las que realmente se efectúan transacciones, son aquellas sobre las que los *warrants* no ejercen influencia, escepcion hecha del lingote gris número 1, que escasea, i por lo tanto se cotiza con 3/6 i hasta con 4/- por encima del lingote número 3.

El lingote número 4 de fundicion puede obtenerse con 1/- por debajo del número 3, i el de forja con 2/-.

El atruchado i blanco a 92/-.

Nada nuevo en el hematites de la costa Este, cuyo precio nominal continúa siendo 140/-, por mas que algunas ventas para entrega en Julio próximo se han realizado a 137/6.

Prácticamente no es posible encontrar hematites para entrega mas próxima. Dos nuevos hornos se han encendido: uno para hematites i para Cleveland el otro. El total de hornos en el NE. de Inglaterra es 69, de los cuales 27 son de hematites, 27 de Cleveland i 13 de otras clases especiales.

El mercado de mineral no ha variado. El *best Bilbao rubio* se cotiza 40/- c. i. f. Middlesbró, en las condiciones conocidas del Tees; pero no sabemos de transaccion alguna realizada. Los fabricantes dicen que cuentan con grandes *stocks* de mineral.

El cok continúa cotizándose al precio ya convenido de 28/- mas los precios de trasporte a las fábricas, o sea, próximamente, a 31/- la tonelada.

CARBONES.—Carbones asturianos:

	F. o. b.
	Pesetas
Cribado.....	58,00
Galleta.....	56,00
Granza.....	52,00
Menudos.....	44,00

Estos precios son a bordo en puertos de embarque.

Carbones ingleses:

	F. o. b.	
	s. d.	s. d.
Cardiff, almirantazgo superior.....	—	—
Newport, cribados.....	34 /-	35 /6
Idem, menudos.....	24 /-	25 /-
Newcastle, cribados de vapor.....		32 /6
Idem, menudos.....	16 /6	17 /6
Idem, cok de fundicion.....	40 /-	42 /6
Idem, cok de gas.....	27 /-	27 /-

MERCADO DE METALES EN BILBAO.—La casa *Martínez i Otero*, de Bilbao, cotiza los precios siguientes (3 de Febrero):

Precio como base del LINGOTE de:

Cobre, 358; Laton, 316; Estaño, 528; Aluminio, 1.250; Metal delta, 412; Alpacca, 1.200; Plomo, 84; Antimonio, 4,600 pesetas los 100 kilos.

Metales blancos para antifriccion garantizados extra:

Babbit, 360; Tandem, 452; Atlas, 410; Atlas MB, 460; Magnolia, 380 pesetas los 100 kilos.

ULTIMOS PRECIOS DE LÓNDRES.

Telegramas de la Casa *Bonifacio López*, Bilbao:

Cobre.—Cobre standard, al contado.....	£	106.	5.0
— Best selectec.....		130.	0.0
Estaño.—G. M.....		186.	0.0
— Inglés, lingotes.....		185.	0.0
— Inglés, barritas.....		186.	0.0
Plomo.—Español sin plata.....		32.	6.3
Plata.—En barras stand, por onza. Peniques.....		26.	7/8

MERCADO SIDERÚRJICO ESPAÑOL.

Pesetas por 100 kilogramos

Precios de la Central Siderúrgica:

Redondos i cuadrados, segun dimensiones.....	De 39 a 43
Pletinas i llantas, id., id.....	De 39 a 41
Flejes, id. id.....	De 42 a 51
Angulos y T.....	41
Vigas I de 8 cm. a 24 cm.	De 39 a 40
Idem de 25 cm. a 32 cm.	41
Hierros en U de 3 cm. a 14 cm.....	41
Idem, id., de 16 cm. a 24 cm.	42
Chapas de 5½ i mas milímetros.....	42
Idem de 3 i 5 milímetros.....	44
Planos anchos.....	42
Chapas para calderas.....	45
Hierros comerciales al carbon vegetal, sobreprecio.	2

Comparacion de precios medios en Inglaterra de *minerales de hierro, lingote, i hierros i aceros comerciales*:

PRODUCTOS	Febrero 17. 1916	Febrero 10 1915	Febrero 18 1915
<i>Mineral de hierro:</i>	s. d.	s. d.	s. d.
Rubio, Middlesbrough.....	40 0	40 0	28 6
Hematites (Costa Oeste, en las minas).....	—	—	—
<i>Lingote:</i>			
Fundicion núm. 3, Middlesbrough.....	97 0	94 6	56 6
Warrants Middlesbrough.....	96 0	94 3	56 5 ½
Idem escoceses, Glasgow.....	102 7½	99 9	62 3
Idem de hematites, W. Coast	—	—	—
<i>Hierros:</i>	£. s. d.	£. s. d.	£. s. d.
Barras, S. Staffordshire.....	13 10 0	13 10 0	9 0 0
Idem comunes.....	13 12 6	13 12 6	8 7 6
Carriles de acero.....	11 0 0	11 0 0	6 17 6
Chapas galvanizadas.....	27 10 0	27 10 0	14 0 0
Angulos, Middlesbrough.....	11 2 6	11 2 6	8 5 0
Idem, Glasgow.....	13 15 0	13 15 0	8 0 0
Planchas para la marina, Middles- brough.....	11 10 0	11 10 0	8 10 0
Idem Glasgow.....	12 10 0	12 10 0	8 5 0
Idem para calderas, Glasgow.....	13 10 0	13 10 0	8 5 0
Hojalata Bessemer, South Wales.....	25 /6-26-	25 /6-26-	14 /9-15

PRECIO DE LOS FERROS I DE ALGUNOS MINERALES I METALES EN INGLATERRA.

Segun *The Iron and Coal Trades Review*, los precios actuales de los ferros i metales empleados en la fabricacion del acero son los siguientes:

Ferrocromo: 4-6 por 100 C, £ 36 por tonelada, base 60 por 100, escala 12 s. 6. d. por unidad.

Ferrocromo: 6-8 por 100 C, £ 33.15 por tonelada, base 60 por 100, escala 10 chelines por unidad.

Ferrocromo: 8-10 por 100 C, £ 28 por tonelada, base 60 por 100, escala 10 s. por unidad.

Ferrocromo: Especialmente refinado, garantizado máximo 2 por 100 C, en pequeños pedazos para ser empleado en las mejores calidades de acero al crisol, £ 86 por tonelada base 60 por 100, escala 24 chelines 3 peniques por unidad.

Ferrovandio: 33-40 por 100 Va, 14 s. 6 d. por libra de vanadio contenida en la aleacion.

Niquel: en cubos, 98-99 por 100, escaso, £ 210 a 230 por tonelada.

Ferrosilicio: 75 por 100, £ 48 por tonelada, base 75 por 100 de sílice con escala de 8 s. por unidad.

Ferrosilicio: 45-50 por 100, £ 28.10.0 por tonelada, base 45 por 100, escala 7 s. 6 d. por unidad.

Ferrotitano: 15-18 por 100 Ti i 5-8 por 100 C, 6 $\frac{1}{2}$ peniques por libra.

Tungsteno metal: 96-98 por 100, 5 s. 10 d. por libra.

Ferrotungsteno: 80-90 por 100, 5 s. 8 d. por libra de tungsteno contenido,

Ferromolibdeno: 65-85 por 100 Mo., 18 s. por libra de molibdeno contenido.

Cobalto, metal: 96-98 por 100, 8 s. por libra.

Aluminio: 98-99 por 100, £ 155 por tonelada.

Ferrofósforo: 20-25 por 100, £ 16.10.0 por tonelada, base 20 por 100, escala 10 s. por unidad.

Manganeso metálico: 90-95 por 100, sin carbono, 2 s. 8 d. por libra.

Estos precios son netos i entregados en las fábricas de acero de Sheffield

REVISTA MINERA, METALÚRGICA I DE INGENIERÍA.

ERRATA

En el número del BOLETIN correspondiente a Setiembre i Octubre de 1915, página 386, en el trabajo del señor Javier Gandarillas, titulado, «Bosquejo del estado actual de la industria minera del cobre en el extranjero i en Chile» se cometió un error tipográfico que se subsana sustituyendo el cuadro final de dicha página por el que sigue, para continuar despues en la página 387:

GASTOS DE UN HORNO DE SOPLETE ELÍPTICO CON CAPACIDAD DE 56 TONELADAS POR 24 HORAS.

	Estados del Este frs.	Arizona frs.
Ocho toneladas de coke.....	200.00	1,000.00
Carbon para soplete i aparatos.....	27.00	80.00
Arcilla.....	27.00	75.00
Consumo de agua.....	24.00	55.00
Reparaciones del horno i máquinas.....	10.00	25.00
Reparaciones del crisol.....	12.00	23.00
Gastos jenerales.....	50.00	80.00
	350.00	1,338.00
Mano de obra.....	150.00	325.00
	500.00	1,663.00
Por tonelada.....	9.00	29.60

En otro caso citado para Colorado se calculaba en un horno de reverbero de grandes dimensiones para aquellos tiempos, en 30 toneladas la carga de 24 horas i en 300 kilogramos el consumo de hulla por tonelada de mineral, saliendo a 16 francos el costo total de la fundicion. Basta comparar estos precios con los citados anteriores en el capítulo sobre las minas para medir el camino recorrido.

Todas estas desventajas condiciones del Oeste han sido vencidas poco a poco i han constituido el inmenso progreso que contemplamos hoi, realizado por una pléyade de ingenieros metalurjistas.

El consumo de combustible en los hornos de viento se rebajó de 15% a 6 o 10%; los productos calcinados o tostados se funden en grandes hornos cuando aún conservan gran parte del calor desarrollado durante la calci-

nacion, se aprovechan los gases calientes que se escapan del horno para calentar las calderas tubulares que jeneran el vapor necesario para los motores; se emplea por último el petróleo en muchos casos para aumentar la capacidad del horno de reverbero, elevándola de 250 toneladas a 440 toneladas (Ely), o bien se emplea el combustible gaseoso (Great Falls). Hasta hace poco el coke se llevaba al oeste de Pensilvania recorriendo hasta Anaconda 2,500 millas. En estas condiciones no podia salir costando ménos de 16 dollars la tonelada. Los hornos de reverbero producen un eje de 30 a 40% en jeneral; los de soplete desde 30% a 50%. Estos ejes pobres, de 30%, se vuelven a fundir con minerales calcinados (Utah) en otros hornos de viento, de capacidad de 370 a 500 toneladas, hasta producir un eje de 45% o se echan directamente a los convertidores (Ely).

He aquí un cuadro tomado de la obra de Peters [que indica claramente los progresos de la fundicion en hornos de reverbero:

HORNO.—HOGAR.

	largo piés	ancho piés	área piés	carbon en 24 hs. lbs.	Carbon por minuto por pié de ho- gar. Lbs.	Area por chimenea hogar	Mineral fundido en 24 hs. lbs.	Lbs. de mineral fundido por 1 lb. carbon.
Argo, Colorado								
1887.....	5.5	4.50	24.75	18.000	0.505	1:2.75	48.000	2.67:1
Id. id. 1891	6	4.75	28.50	20.000	0.487	1:3.17	56.000	2.80:1
Id. id. 1894	6.5	5.00	32.50	27.000	0.577	1:2.03	100.000	3.70:1
Montana 1903	10	5.50	55.	72.000	0.909	1:1.83	224.000	3.10:1
Nueva Anacon- da.....	16	7	112.	114.000	0.707		556.000	4.82

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD			
Presidente		Vice-Presidente	
Cárlos Besa		José Luis Lecaros	
Acuña, Guillermo	Braden, Guillermo	Lira, Alejandro	
Aguirre, Cesáreo	Elguin, Lorenzo	Maier, Ernesto	
Aldunate Solar, Cárlos	Gandarillas, Javier	Malsch, Cárlos	
Avalos, Cárlos G.	Ghigliotto Salas, Orlando	Pinto, Joaquin N.	
Blanquier, Juan	Lanas, Cárlos	Yunge, Guillermo	
Secretario			
OSVALDO MARTÍNEZ C.			

Química Práctica de las fundiciones de Cobre	
(Conclusion)	
Cálculo del eje:	
Cobre en el mineral.....	70.00 kgs.
Azufre que este cobre necesita.....	17.50 »
Peso del sulfuro de cobre.....	87.50 »
Azufre existente.....	73.00 »
» (50%) volatilizado.....	36.50 »
» aprovechable.....	36.50 »
» combinado con el cobre.....	17.50 »
» para el fierro.....	19.00 »
Fierro que este azufre necesita (32 : 56 :: 19 : X).....	32.20 »
Peso del sulfuro de fierro.....	52.20 »
» » » de cobre.....	87.50 »
Peso del eje.....	139.70 kgs.

Prácticamente 140 kilogramos.

$$\text{Lei de cobre en el eje} = \frac{70 \times 100}{140} = 50\%.$$

Cálculo de la escoria:

Cantidad de fierro existente en carga.....	98.50 kgs.
» » » combinada con el eje.....	33.20 »
» » » para formar escoria.....	65.30 »
Oxido de fierro equivalente (65.3×1.29)	85.53 »
Sílice existente en carga.....	575.30 kgs.
Oxido de fierro.....	66.30 kgs.
Cal.....	128.80 »
Alúmina.....	80.00 »
Magnesia.....	70.00 »
Total de bases.....	345.10 kgs. 345.10 »
Peso total de la escoria.....	920.40 kgs.

A primera vista está que la cantidad de sílice existente está en marcado exceso sobre la que la práctica i el estudio nos aconseja fijar como máximo; la sílice forma en este caso mas del 60% de los componentes de la escoria. Igualmente se observa que la relacion que existe entre la cal i la alúmina no es la que el estudio nos aconseja mantener, es decir, 3 de cal por uno de alúmina; existe un déficit de 11.20 kilogramos de cal. Tambien se observa que el óxido de fierro está en una proporcion reducidísima entre los constituyentes de la escoria formando sólo el 7% de ella.

Todas estas irregularidades deben salvarse de la manera económica conveniente.

Resulta innecesario decir que por primera providencia procederemos a agregar la cantidad de cal necesaria para mantener la relacion que debe existir entre la cal i la alúmina, es decir, necesitamos 111.20 kilogramos de cal. Si aun existiera sílice que neutralizar asumiendo la proporcion de un sesquisilicato, el exceso lo neutralizaríamos con fierro. Procederemos a averiguar la equivalencia de las bases con respecto a la sílice tomando como base el sesquisilicato:

Sílice existente en la escoria..... 575.30 kgs

Cal en la escoria.....	240.00 kgs.	
Sílice que esta cal necesita (240 × 0.803).....	192.72 kgs.	
Alúmina en la escoria.....	80.00 »	
Sílice que esta alúmina necesita (80 × 1.31).....	104.80 »	
Oxido de fierro en la escoria.....	66.30 »	
Sílice que este fierro necesita (66.3 × 0.625).....	41.44 »	
Magnesia existente en el mineral..	70.00 »	
Sílice que esta magnesia necesita (70 × 1.125).....	78.75	
Sílice neutralizada por estas bases.	417.71 kgs.	417.71 kgs.
Sílice libre por neutralizar.....		157.58 kgs.
Oxido de fierro que esta sílice ne- cesita (157.59 × 1.60).....		252.14 »

El problema queda ahora limitado a averiguar qué fundentes i cuánta cantidad de ellos se debe agregar para suministrar a cada carga la cantidad de 111.20 kilogramos de cal i 252.14 kilogramos de óxido de fierro.

Respecto al primero no hai duda sobre su eleccion; trataremos de buscar un carbonato de cal de los mas puros que se encuentren en condiciones económicas ventajosas; el carbonato usado anteriormente que analiza 2% de sílice, i 50% de cal es un fundente apropiadísimo para el caso en discusion. La cantidad de carbonato necesario es, segun la proporcion que al pié se inserta de 222.40 kilogramos de carbonato.

$$100 : 50 :: X : 111.20 \quad X = 222.40 \text{ kgs.}$$

Respecto al fundente que usaremos para suministrar a la carga los 252.14 kilogramos de óxido de fierro, debemos primero decir algo sobre su eleccion. Si elijiésemos un mineral oxidado de fierro, como la hematita, resultará que debido a las reacciones de los óxidos sobre los sulfuros de fierro, la mayoría de la pirita, que hemos agregado con el único objeto de suministrar azufre i fierro para el eje, se perderia por oxidacion. Como esto seria enteramente contraproducente se hace necesario recurrir a agregar mas pirita i a cambiar las condiciones en que el horno trabaja, aumentando la cantidad de aire para producir así la oxidacion del fierro de la pirita; es decir la fundicion queda bajo las condiciones de una operacion oxidante en extremo.

La pirita dijimos analizaba:

Sílice.....	=	23%
Fierro.....	=	35
Azufre.....	=	30
Cal.....	=	8

La lei de 35 de fierro corresponde a 45.15% de óxido ferroso.

La proporcion siguiente nos dará la cantidad de pirita que es necesaria para suministrar al horno 252,14 kilogramos de óxido de fierro

$$100 : 45.15 :: X : 252.14 \quad X=558.4$$

Se hacen necesarios 558.4 kilogramos de pirita.

Resulta ahora que la pirita no es mui pura i contiene una cantidad apreciable de sílice (23%) que va a destruir en parte nuestros cálculos que correspondian a la produccion de un sesquisilicato.

En la mayoría de los casos anteriores los fundentes usados eran mas o ménos puros i por consiguiente su adicion no afectaba de una manera material los cálculos hechos; en el caso presente parece que se hace necesario neutralizar la sílice existente en los 558.4 kilogramos de pirita.

Sílice existente en 558.4 kilogramos de pirita 128,43

$$558,4 \times 0.23$$

Oxido de fierro que esta sílice necesita

$$128.43 \times 1.60 = 205.44$$

Cantidad de pirita necesaria para producir este óxido de fierro:

$$100 : 45.15 :: X : 205.44 \quad X=455 \text{ kgs.}$$

Se necesitan pues 455 kilogramos mas de pirita.

Resalta entónces a primera vista que es imposible neutralizar la sílice pues siempre tendremos en la pirita que agregamos un exceso de sílice libre; así por ejemplo, en estos 455 kilogramos tenemos 104 kilogramos de sílice que no está neutralizada. Hemos agregado mas de mil kilogramos de pirita i sólo hemos conseguido neutralizar 53 kilogramos de sílice, pues aun tenemos 104 kilogramos sin neutralizar; esto nos está probando que la pirita que a primera vista estimamos como fundente dista mucho de servir para este objeto. La cantidad de sílice que contiene (23%) anula notablemente sus condiciones de fundente pues sólo permite que una pequeña cantidad de fierro que se oxida vaya a neutralizar la sílice libre de la carga necesitando ella la mayoría del fierro de la pirita; el 23% de sílice corresponde a un 36.8% de óxido de fierro (sesquisilicato) i como la pirita sólo ensaya 45.15% resulta que sólo existe un 8.35% de fierro útil que se utiliza como neutralizador de sílice en exceso de la carga.

Se hace por lo consiguiente necesario buscarse un fundente mas apropiado como seria, por ejemplo, la siguiente pirita:

Sílice.....	=	8%
Fierro.....	=	40
Azufre.....	=	30
Cal.....	=	12
Alúmina.....	=	4

Nuestros cálculos se modificarian de la siguiente manera:

La cantidad de pirita necesaria para suministrar 1.64 kilogramos de azufre que falta seria la misma, es decir, 11 kilogramos por cada 100 de mineral; puesto que la lei de azufre en ambas piritas es la misma.

Nuestra carga para los fines del cálculo de la escoria seria la siguiente:

CARGA	PESO	Si O ²		Ca O		Al ² O ³		Mg O		S		Fe		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1 000	55	550	12	120	8	80	7	70	4	40	6	60	7	70
Pirita.....	110	8	8.8	12	13.2	4	4.4			30	33	40	44		
TOTAL	1 110		558.8		133.2		84.4		70		73		104		70

Cálculo del eje:

Cobre en el mineral.....	70.00 kgs.
Azufre para este cobre.....	17.50 »
Peso del sulfuro de cobre.....	87.50 »
Azufre en la carga.....	73.00 »
» (50%) perdido por volatilizacion.....	36.50 »
» aprovechable.....	36.50 »
» combinado con el cobre.....	17.50 »
» para el fierro.....	19.00 »
Fierro que este azufre necesita (32 : 56 :: 19 : X).....	33.20 »
Peso del sulfuro de fierro.....	52.20 »

Peso total del eje:

Sulfuro de cobre.....	=	87.50 kgs.
» » » fierro.....	=	52.20 »
		139.70 kgs.

o sea en práctica 140 kilogramos.

Cálculo de la escoria:

Cantidad de fierro existente en carga.....	=	104.20 kgs.
Fierro combinado en el eje.....	=	33.20 »
» para la escoria.....	=	70.80 »
Oxido de fierro que resulta (70.8×1.29)	=	91.33 »
Sílice en carga.....		558.80 kgs.
Cal existente en carga.....	133.20 kgs.	
Oxido de fierro existente.....	91.33 »	
Alúmina en carga.....	84.40 »	
Magnesia en la carga.....	70.00	
Peso total de las bases.....	378.93 kgs.	378.93 »
» » de la escoria.....		937.73 kgs.

Todo lo que traté de la escoria anterior es aplicable a este caso i por lo consiguiente se hace necesario agregar la cantidad de cal necesaria para mantener la relacion de 3 : 1 entre la cal i alúmina. La cantidad de cal que debe existir es en este caso de 253.20 kilogramos i como sólo existen 133.20 es de necesidad agregar 120 kilogramos de cal.

La cantidad de carbonato de cal necesaria para suministrar esta cantidad de cal es de 240 kilogramos.

$$100 : 50 :: X : 120 \quad X = 240 \text{ kilogramos.}$$

Pasando a determinar la cantidad de sílice que aun existe por neutralizar procedemos como sigue:

Sílice existente en carga.....		555.80 kgs
Cal existente en carga.....	253.20 kgs.	
Sílice que esta cal necesita (253.20×0.803)		203.31 kgs.
Oxido de fierro en carga.....	91.33 »	
Sílice que éste necesita (91.33×0.625)		57.08 »
Alúmina existente en carga.....	84.40 »	
Sílice que ésta necesita (84.40×1.31)		110.52 »
Magnesia existente en carga.....	70.00 »	
Sílice que esta magnesia necesita (70×1.125)		78.75 »
Sílice neutralizada.....	449.66 kgs.	449.66 kgs.
» por neutralizar.....		106.14 »
Oxido de fierro que esta sílice necesita (106.14×1.29)		169.82 kgs.

El problema se resuelve ahora a averiguar qué cantidad de pirita que ensaya 40% de fierro o sea 51.60% de óxido de fierro se debe agregar para suministrar 169.82 kilogramos de óxido de fierro. La proporcion siguiente resuelve el problema:

100 : 51.60 :: X : 169.82 X=329.10 kgs.

Se hace pues necesario agregar 329.10 kilogramos mas de pirita i nuestra carga final queda de la siguiente manera:

CARGA	PESO Kg	Si O ²		Ca O		Al ² O ³		Mg O		Fe		S		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1 000	55	550	12	120	8	80	7	70	6	60	4	40	7	70
Pirita.....	439	8	35.1	12	52.6	4	17.5			40	175.6	30	131.7		
Carbonato de cal	240	2	4.8	50	120										
TOTAL.....	1 679		589.9		292.6		97.5		70		235.6		171.7		70

Cálculo del eje:

Cobre en el eje.....	70.00 kgs.
Azufre con este cobre.....	17.50 »
Sulfuro de cobre.....	87.50 kgs.
Fierro en el eje.....	33.20 kgs.
Azufre para el fierro.....	19,00 »
Sulfuro de fierro.....	52.20 kgs.
Peso total del eje.....	139.70 kgs.
o sea en números redondos.....	140.00 »
Lei de cobre en el eje.....	50%
Azufre existente.....	171.70 kgs.
» (50%) perdido por sublimacion.....	85.85 »
» aprovechable.....	85.85 kgs.
» en el eje.....	36.50 »
» que hai que oxidar.....	49.35 kgs.

Cálculo de la escoria:

Fierro en la carga.....	235.60 kgs.
» en el eje.....	33.20 »
» para la escoria.....	202.40 »
Oxido de fierro resultante (202.40×1.29)	261.10 »

Componentes de la escoria:

Sílice.....	=	589.90 kgs.
Oxido de fierro.....	=	261.10 »
Cal.....	=	292.60 »
Alúmina.....	=	97.50 »
Magnesia.....	=	70.00 »

TOTAL..... = 1,311.10 kgs.

$$\text{Lei de sílice de la escoria} \quad \frac{589.9 \times 100}{1,311.10} = 44.9\%$$

$$\text{Lei de cal en la escoria} \quad \frac{292.6 \times 100}{1,311.10} = 22.3$$

$$\text{Lei de óxido de fierro en la escoria} \quad \frac{261.1 \times 100}{1,311.10} = 19.1$$

$$\text{Lei de alúmina en la escoria} \quad \frac{97.5 \times 100}{1,311.10} = 7.4$$

$$\text{Lei de magnesia en la escoria} \quad \frac{70 \times 100}{1,311.10} = 5.3$$

99.0%

V. CASO

Este caso se debe referir a la fundicion de mezclas minerales en el cual hai que considerar si los minerales son de la misma naturaleza o nó. Para proceder con orden vamos a analizar los casos en detalle.

a) *Mezcla de minerales oxidados.*—Supóngase que un establecimiento

de fundicion recibe para su beneficio cuatro clases de minerales oxidados que analizan como sigue:

	I	II	III	IV
Sílice.....	50%	40%	60%	30%
Cal.....	20	15	8	35
Oxido de fierro.....	10	20	4	5
Alúmina.....	5	5	12	3
Magnesia.....	5	8	6	5
Cobre.....	8	10	9	8
	98%	98%	99%	86%

Para los efectos de la fundicion en jeneral prevalecen todas las condiciones de trabajo i estudio que se hicieron valer en la resolucion del primer caso de fundicion o sea la fundicion de minerales oxidados provocando una accion reducente en el horno. Para los efectos del cálculo de la fundicion la cuestion se reduce a averiguar las cantidades relativas de minerales I, II, III y IV que semanal o mensualmente recibe el establecimiento, usando, para nuestros cálculos el contenido término medio que arroja el total de los diversos minerales mezclados en un solo lote o comun. Así, por ejemplo, si asumimos que el establecimiento recibe diariamente 300 toneladas que se distribuyen como sigue:

Mineral I.....	100 toneladas
» II.....	100 »
» III.....	50 »
» IV.....	50 »

El caso quedaria reducido a fundir directamente 300 toneladas de mineral resultando la siguiente mezcla.

CARGA	PESO Kg	Si O ²		Ca O		Fe		Al ² O ³		Mg O		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral I.....	100	50	50	20	20	10	10	5	5	5	5	8	8
Mineral II.....	100	40	40	15	15	20	20	5	5	8	8	10	10
Mineral III.....	50	30	30	8	4	4	2	12	6	6	3.5	9	4.5
Mineral IV.....	50	15	15	35	17.5	5	2.5	3	1.5	5	2.5	8	4
TOTAL.....	300		135		56.5		34.5		17.5		18.5		26
Mineral resultante.	300		45%		18.83%		11.5%		5.83%		6.16%		83%

Como se ve el mineral que resulta de la mezcla analiza como sigue:

Sílice.....	= 45.00%
Cal.....	= 18.83
Oxido de fierro.....	= 11.50
Alúmina.....	= 5.83
Magnesia.....	= 6.16
Cobre.....	= 8.83

I el caso queda reducido a la fundicion simple de un mineral oxidado.

b) *Mezclas de minerales sulfurados o piritosos.*—Se procede de igual manera que en el caso anterior; así, por ejemplo, si se asume que un establecimiento recibe diariamente 600 toneladas de las clases I, II, III i IV en las siguientes cantidades:

	MINERAL I 200 ton.	MINERAL II 200 ton.	MINERAL III 100 ton.	MINERAL IV 100 ton.
Sílice.....	30%	50%	60%	20%
Cal.....	8	15	10	5
Alúmina.....	2	8	6	...
Magnesia.....	...	7	4	4
Fierro.....	20	6	8	25
Azufre.....	25	8	5	30
Cobre.....	10	6	7	12
TOTAL.....	95%	100%	100%	96%

Procederíamos para averiguar el mineral resultante de igual manera que lo hemos hecho en el caso anterior.

CARGA	PESO	Si O ²		Ca O		Al ₂ O ³		Mg O		Fe		S		Cu	
		Tn	%	Tn	%	Tn	%	Tn	%	Tn	%	Tn	%	Tn	%
Mineral I.....	200	30	60	8	16	2	4	...	...	20	40	25	50	10	20
Mineral II.....	200	50	100	15	30	8	16	7	14	6	12	8	16	6	12
Mineral III.....	100	60	60	10	10	6	6	4	4	8	8	5	5	7	7
Mineral III.....	100	20	20	5	5	...	...	4	4	25	25	30	30	12	12
TOTAL.....	600		240		61		26		22		85		101		51
Mineral resultante.....	600		40%		10.16%		4.33%		3.66%		14.16%		16.83%		8.50%

I se obtiene el siguiente mineral:

Sílice.....	= 40.00%
Cal.....	= 10.16
Alúmina.....	= 4.33
Magnesia.....	= 3.66
Fierro.....	= 14.16
Azufre.....	= 16.83
Cobre.....	= 8.50

Que para los fines de cálculo i fundicion se procede como si se tratara simplemente de fundicion de un solo mineral sulfurado cuya lei de azufre es 16.83%.

c) *Mezclas de minerales oxidados i sulfurados.*—Para la resolucion de este caso se procede en igual forma a los casos anteriores i con el mineral que resultare para los efectos del cálculo de los fundentes se debe tomar en consideracion lo establecido al tratar de la fundicion en que se mezclan en el horno minerales sulfurados con oxidados; esto es, que la pérdida de azufre i oxidacion del fierro se produce aquí naturalmente por las reacciones entre óxidos i sulfuros i que, por lo consiguiente, se debe estimar que de esta manera se perderá el 62½% por lo ménos del azufre que el mineral contiene; pudiendo esta pérdida ser equivalente al 75% del azufre contenido cuando las reacciones son mui intensas.

Se ha tratado de resolver este caso de mezcla combinando los minerales unos con otros para producir un eje de 50%, asumiendo una pérdida de azufre. Esta solucion es demasiado teórica e idealista pues asume que el fundidor reciba sus minerales de acuerdo con la relacion que debe existir entre ellos para producir un eje de una lei dada de cobre, fundiendo en una atmósfera neutral.

CONSIDERACIONES JENERALES SOBRE LOS DIVERSOS SISTEMAS DE FUNDICION

En realidad agrupando los sistemas de fundicion detallados, llegamos al conocimiento de que sólo existen tres casos jenerales, a saber:

I Fundicion reducente.

II » neutra.

III » oxidante.

Fundicion reducente.—En este sistema las características de la fundicion residen en la produccion de una atmósfera reducente dentro del horno i sólo así se pueden fundir los minerales de naturaleza oxidada o aquellos que han sido trasformados a este estado por medios artificiales.

Prescindiendo de las dificultades mecánicas que el fundidor encontrará

al practicar la operacion i que son objeto de otro capítulo, revisaremos las dificultades de origen químico que se pueden presentar.

Nuestros cálculos nos hacian presumir (ejemplo núm. 1) la produccion de un cobre puro acompañado de una escoria que analizaba 35.4% de sílice i 29.4% de óxido de fierro. Estos resultados pueden ser materialmente alterados si no se considera debidamente la accion química que debe desarrollar el horno. Puede, por ejemplo, resultar un cobre que contenga gran cantidad de fierro (20% por ejemplo) i en este caso la lei en sílice de nuestra escoria subirá notablemente al par que la lei en fierro de la misma disminuye. La causa principal de este inconveniente reside principalmente en un exceso de la accion reductora del horno, accion que alcanza a ejercerse sobre el óxido de fierro que debia combinarse con la sílice. Puede tambien suceder que parte apreciable del cobre pase a la escoria en forma de silicato, disminuyendo el grado de silicacion de ella i produciendo desastrosos resultados económicos. A la manera del inconveniente anterior esta dificultad tiene su origen en la diferencia de la accion reducente o reductora que permite que parte del cobre al estado de óxido se combine con la sílice.

La accion reductora del horno regulariza, como se ve, el correcto funcionamiento del horno, ayudando hasta cierto punto por el grado de silicacion, de la escoria. Una escoria mui básica dará lugar a la reduccion del fierro i una escoria mui ácida a la escorificacion del cobre.

Es pues, conveniente, producir en estos hornos de fundicion una escoria que fluctúe entre 30 i 35% de sílice.

La accion reducente del horno se gradúa segun sea la cantidad de aire que se inyecta al horno, cantidad que determina la combustion completa o incompleta del carbono del combustible; se hace necesario no proceder empíricamente sino que es de suma utilidad determinar teóricamente este volumen de aire ajustándose a hechos basados en la práctica de la operacion. Así el volumen de aire que se calcula para este sistema de fundicion debe hacerse basándose en que el 75% del carbono del combustible se quemará a ácido carbónico i que el 25% restante sólo se quemará a monóxido de carbono.

Se asegurará de esta manera una accion reducente eficaz sin ser exagerada.

Si aun en la práctica se observasen algunas de las dificultades que hemos detallado tratando de funcionar con la escoria que se recomienda, se debe modificar el volumen de aire de acuerdo con el inconveniente que se observa; así, por ejemplo, si la escoria aumenta en sílice i el cobre se produce con fierro, se debe aumentar paulatinamente el volumen de aire hasta que desaparezca el inconveniente; si por el contrario, la lei de la sílice disminuye i el cobre pasa a la escoria en cantidades apreciables, se debe disminuir el volumen de aire hasta normalizar la situacion.

Nada diremos sobre las pérdidas efectivas de cobre en la escoria pues ellas, dentro de una fundicion bien llevada, se debe única i exclusivamente

a causas mecánicas. El cobre se mezcla mecánicamente con la masa de la escoria mui en especial si ésta es ligosa, pesada o no está bien sobrecalentada o bien fluida. Las escorias de este sistema de fundicion no deben ensayar, jeneralmente hablando, mas de 0.5% de cobre, aunque esto es mui relativo i enteramente subordinado al criterio económico del fundidor.

Es preferible a veces perder mayor cantidad de cobre que gastar mayor suma de dinero, que lo que esta pérdida representa, en la compra de fundentes que mejoran la calidad de la escoria o bien en una mayor cantidad de combustible a fin de producir la mas perfecta fluidez de la escoria.

Aun observando todas las precauciones puede resultar que el fierro se niegue a unirse con la sílice i formar escorias i se le encuentre con el cobre ya sea en forma de fierro metálico, o mas comunmente, en este último caso, en forma de sesquióxido de fierro o fierro magnético. Este inconveniente tiene su oríjen en la inercia de ciertos silicatos ácidos, bajo ciertas condiciones, para escorificar fierro i exige una revision cuidadosa del cálculo de la fundicion. Revision que reside principalmente en asegurarse que toda o la mayoría de la sílice que forma dicho silicato sea neutralizada con cal i que el fierro necesario para la escoria sea neutralizado con sílice libre o con un mineral cuarzoso.

Fundiciones neutras.—Se entiende por fundicion neutra aquella que se practica, tratando que la atmósfera del horno sea neutral i por lo consiguiente su definicion no es exacta, pues indudablemente en el horno se producen reacciones de oxidacion del combustible i oxidaciones i reducciones entre los diversos componentes de la carga. Es casi imposible encontrar un mineral que se funda dentro de una atmósfera neutra i que no exija auxilio de fundentes tales como la piritas de fierro o bien el sesquióxido de fierro; fundentes ámbos que destruyen por completo el carácter neutral de la fundicion.

Talvez el caso mas claro de fundicion neutra es el caso N.º 4 en la forma resuelta para producir un eje de 82% i una escoria que analiza 45.77% de sílice i 22.40 de óxido de fierro. En este sistema de fundicion no es de temer la dificultad que el cobre se oxide i pase a la escoria disminuyendo el grado de silicacion de ella, pues ello no sucederá sin la desaparicion casi completa del azufre; para que esta desaparicion tenga lugar se hace necesario que se produzca en el horno una atmósfera oxidante, debido a un exceso de aire.

La produccion de una atmósfera reducente puede resultar como en el caso anterior en la presencia de fierro metálico, en el eje; debido a la reduccion del sesquióxido de fierro usado como fundente trayendo como consecuencia un aumento del grado de silicacion de la escoria.

La regularizacion del aire en esta fundicion, como en el anterior, es de interes primordial, el cálculo del consumo de basarse en el hecho que sea necesario producir una combustion completa de todo el carbono del combustible.

Una cantidad de aire mayor que ésta resultará en la eliminacion del

azufre del eje i posiblemente en la oxidacion i escorificacion del cobre; una cantidad menor resultará en la reduccion de parte del fierro que se traduce por un empobrecimiento del eje i un aumento del grado de silicacion de la escoria.

Fundicion oxidante.—Este es el sistema mas jeneral de fundicion i la mayoría de los casos resueltos participan mas o ménos de los caractéres de este sistema. La característica del sistema reside en la eliminacion de parte del azufre i fierro que contienen los minerales por medio de una oxidacion provocada por el oxígeno del aire que se inyecta al horno.

Es de sumo interes en este caso regularizar la cantidad de aire que se debe producir para evitar que se presenten varias dificultades en la marcha del horno. El cálculo del consumo del aire debe basarse en que se hace aquí necesario no sólo la oxidacion completa de todo el carbono del combustible sino que tambien la oxidacion del azufre i fierro que es de necesidad eliminar para producir el eje que nos hemos propuesto conseguir.

Un déficit de aire resulta en la produccion de un eje de baja lei i en el aumento del grado de silicacion de la escoria, resultados que entorpecen por completo la marcha del horno i que tienen su oríjen en la destruccion completa de los cálculos preliminares a la fundicion.

Se comprende fácilmente que si el fierro no se oxida, la sílice que se ha supuesto neutralizar por ese óxido de fierro permanece al estado libre, gravitando sobre las otras bases con las cuales forma silicatos sumamente ácidos e infusibles.

Un exceso de aire, aunque innecesario, no daña, se puede decir, a este sistema de fundicion i podemos por lo consiguiente hacer el cálculo del aire para el horno con completa libertad. La accion oxidante tenderá solamente a aumentar un poco mas la lei de cobre del eje, resultando nuestra escoria un poco mas básica o sea mas rica en óxido de fierro.

En este sistema de fundiciones, funcionando aun con un exceso sobre el aire calculado, se observa muchas veces que los resultados no corresponden a las aspiraciones del cálculo; así el caso de produccion de ejes de mas baja lei que lo calculado i de escorias mas ácidas que lo que se esperaba, es bastante jeneral.

La esplicacion de este fenómeno reside en la inercia de escorificacion de ciertos silicatos ácidos, inercia de escorificacion a la cual nos hemos referido en detalle al tratar de este caso discutiendo la fundicion de los minerales sulfurados. La única manera de salvar la dificultad es procediendo a revisar nuestros cálculos tratando de introducir en la carga sílica al estado libre o cuarzo que promueva la oxidacion del fierro acelerando la escorificacion.

De lo anteriormente dicho se desprende que es recomendable proceder en estos casos de fundicion con una escoria mas bien ácida que básica que facilitará grandemente la oxidacion del fierro.

VENTILACION DE LOS HORNOS DE VIENTO

En el capítulo anterior hemos visto la necesidad de regularizar el consumo del aire con el objeto de controlar el trabajo químico del horno. Se hace indispensable conocer para cada caso el volúmen de aire que exigen las reacciones que, en el interior o foco del horno, deben llevarse a cabo; este volúmen nos servirá siempre como punto de partida aunque indudablemente él debe modificarse en la práctica, segun sea la eficiencia de los aparatos inyector de aire i el cuidado con que el aire se trasmite de dichos aparatos al foco del horno.

La determinacion del volúmen de aire exige el conocimiento del consumo de coke para la fundicion, consumo que nosotros no hemos todavía estimado pero que, en esta ocasion, asumimos ajustándonos a las deducciones que se tienen de la práctica de las fundiciones en marcha.

Consecuentes con nuestra manera de presentar este estudio, localizaremos el cálculo del volúmen de aire a dos casos de fundicion, a saber: Caso I (páj. 26) en que se trata de una fundicion reducente i Caso II en que se trata de una fundicion oxidante.

—La carga de fundicion calculada para este caso es la siguiente:

CARGA	PESO KLGRS.	SÍLICE SiO ²		FIERRO Fe O		CAL CaO		Magnesia Mg O		Alúmina Al ₂ O ₃		COBRE	
		%	Klgrs.	%	Klgrs.	%	Klgrs.	%	Klgrs.	%	Klgrs.	%	Klgrs.
Minerales de cobre.....	1,000.00	40	400.00	(I) 19.2	192.00	8	80	8	80	7	70	10	100
Minerales de fierro	256.75	5	12.84	65	186.96	...	...	...	...	...	...	...	...
Carbonato de cal.....	445.54	10	44.50	...	...	50	2,26	7	...	...	...	...	...
TOTALES..	1,602.04	...	457.34	...	379.76	...	302.	67	...	80	...70	...	100

El peso total de ella es de 1,602.04 kilogramos de mineral.

Supondremos que actuamos en un horno de fundicion de 300 toneladas diarias de capacidad.

El consumo de combustible en un horno que trabaja en una atmósfera

reducente es casi siempre superior a 14% del peso total de la carga. Trátándose en este caso de una fundicion calculada para producir una escoria en mui buenas condiciones, con sólo 35% de sílice, entiendo que el consumo de combustible no deberá ser superior a 15% de coke sobre el peso total de la carga. El coke en cuestion ensaya:

Carbono.....	=	85%
Cenizas.....	=	10
Otras sustancias.....	=	5

El gasto de coke por carga será de 240.3 kilogramos por carga

$$1,602.04 \times 0.15 = 240.3$$

El horno fundirá diariamente 187 cargas de mineral

$$300,000 : 1,602.04 = 187.$$

El consumo diario de combustible será de 44.936 kilogramos de coke.

$$240.3 \times 187 = 44,936$$

El contenido de carbono fijo de esta cantidad de coke es de 38.195 kilogramos de carbono.

Si examinamos las condiciones en que debe verificarse la fundicion debemos aceptar lo que sobre el consumo i combustion del combustible se espresó al tratar del caso en discusion i que se resume diciendo que el 75% del carbono de este combustible se quemará produciendo ácido carbónico, es decir, en combustion completa i que el resto se oxidará a monóxido de carbono, es decir se quemará en combustion incompleta:

Por lo consiguiente tendremos: carbono que en las 24 horas debe quemarse completamente

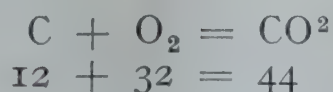
$$38,195 \times 0.75 = 28,646.25 \text{ kgs.}$$

Carbono que en las 24 horas debe quemarse incompletamente

$$38,195 \times 0.25 = 9,548.25 \text{ kgs.}$$

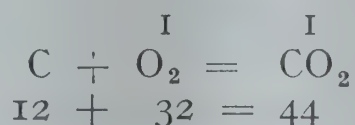
Nosotros necesitamos estimar el volúmen de aire i no su peso i debemos principiar por determinar el volúmen de oxígeno necesario para provocar la combustion de la cantidad de carbono espresado.

Si escribimos la ecuacion que representa la combustion del carbono, colocando debajo de cada elemento su peso atómico; tendremos que estos pesos atómicos representan pesos relativos que podemos denominar kilogramos, libras, etc., así por ejemplo, la ecuacion



nos dice que 12 kilogramos de carbono se unen con 32 kilogramos de oxígeno; produciendo 44 kilogramos de ácido carbónico.

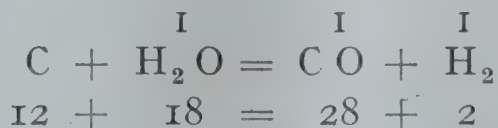
Cuando en la ecuacion figuran compuestos gaseosos, cada molécula de gas que se usa o que se genera representa un volumen relativo del gas a que se refiere; se acostumbra a marcar este volumen en un número romano sobre la fórmula del gas; así en el caso recién escrito, la fórmula quedará como sigue:



Estas soluciones relativas se pueden convertir en volúmenes reales i efectivos, siempre que los pesos relativos escritos debajo de la fórmula tengan tambien un valor real; así si designamos los pesos relativos como kilogramos tendremos que cada número romano representa 22.22 m.³ Se puede decir de la fórmula anterior entónces que 12 kilogramos de carbon se combinan con 32 kilogramos de oxígeno o sea 22.22 metros cúbicos de oxígeno i producen 44 kilogramos de ácido carbónico cuyo volumen es tambien 22.22 m.³

No está demas demostrar cómo el factor 22.22 viene en realidad a reemplazar a un volumen de gas cualesquiera, bajo condiciones normales de presión i temperatura (0° C i 760 mm. de presión).

Si escribimos la ecuacion de acción entre el carbono incandescente i el vapor de agua tendremos lo siguiente:

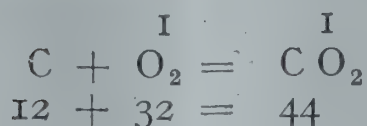


Un metro cúbico de hidrógeno bajo condiciones normales, pesa 0.09 kilogramos, segun determinacion espermental; de aquí se desprende que los dos kilogramos tendrán por volumen $2 : 0.09 = 22.22$ metros cúbicos.

Por otra parte los volúmenes relativos de todos los gases son iguales i representan una molécula del gas i por lo consiguiente cada número romano I de estas fórmulas representará 22.22 metros cúbicos siempre que los pesos relativos sean kilogramos.

Esplicando el uso del factor 22.22, nos concretaremos al ejemplo en discusion en el cual hai que averiguar cuántos metros cúbicos de oxígeno exigen 28,646.25 kilogramos de carbono para producir una combustion completa.

La ecuacion de combustion completa es la siguiente:

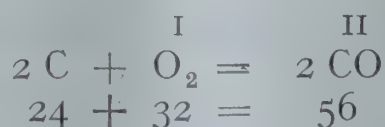


i nos dice que 12 kilogramos de carbono se combinan con 22.22 metros cúbicos de oxígeno. La proporción que sigue nos dice entonces que para 28,646.25 kilogramos de carbono se necesita 53.043 metros cúbicos de oxígeno.

$$12 : 22.22 :: 28.646.25 : X \quad X=53.043 \text{ m.}^3$$

Restan ahora 9,548.75 kilogramos de carbono que se desean combus ironar incompletamente.

La ecuación de combustión incompleta es la siguiente:



nos dice que 24 kilogramos de carbono se combinan con 22.22 m³ de oxígeno. La proporción que se inserta al pie nos dice que, según esto, los 9.548,75 kilogramos de carbono exigen 8.840 metros cúbicos de oxígeno

$$24 : 22.22 :: 9.548.75 : X \quad X=8.840 \text{ m.}^3$$

El volumen total de oxígeno para la marcha normal del horno es de 61.883 m.³ de oxígeno en las 24 horas.

La composición del aire en volumen por porcentaje es la siguiente:

Oxígeno.....	=	20.8%
Nitrógeno.....	=	79.2

Conociendo el volumen de oxígeno necesario se hace tarea muy sencilla determinar el volumen de aire; así la proporción que sigue resuelve el caso

$$61.883 : 20.8 :: X : 100$$

en que $X=297.514$ metros cúbicos de aire. Esta cantidad de aire está calculada para presiones y temperaturas normales.

El volumen de aire como el de todos los gases aumenta uniformemente con la temperatura; así principiando con un volumen conocido a 0°; este

volumen aumentará $\frac{1}{273}$ de su volumen por cada grado centígrado de aumento en temperatura; así a la temperatura de 273° el volumen del gas es doble que lo que era a 0° C. La corrección que se debe hacer para la temperatura queda representada por la fórmula

$$V = V' \times \frac{c + 273}{273}$$

en que V' es el volúmen a 0° i C la temperatura reinante.

Así en el caso en discusion en que la temperatura reinante es de $25^{\circ} C$; la correccion que debe sufrir el volúmen debido a esta temperatura se espresa en la aplicacion de la fórmula que nos dicen que el volúmen es de 324.290 metros cúbicos

$$V = \frac{25 + 273}{273} \times 297.514$$

$$V = 324.290$$

El volúmen de aire es por otra parte inversamente proporcional a la presion que se ejerce sobre él i debe por consiguiente hacérsele la correccion correspondiente, la presion normal es de 760 milímetros i si asumimos que esta presion se aumenta, por las condiciones de la localidad donde se efectúa la fundicion, a 780 milímetros de mercurio, la correccion se espresará de la siguiente manera:

$$324.290 \times \frac{760}{780} = 315.858 \text{ m.}^3 \text{ de aire.}$$

Se desprende de la solucion de este problema que nuestro ventilador debe jenerar en las 24 horas, para el correcto funcionamiento del horno, 315.858 m.³ de aire.

Determinar la eficiencia del ventilador i por consiguiente el tanto por ciento de aire que se pierde es tarea difícil i debe ser controlada experimentalmente en cada caso como mas adelante se verá. Sin embargo, se acostumbra siempre en estos cálculos, prescindiendo de las modificaciones que deben introducirseles posteriormente, aumentar estos resultados con un 30% a fin de colocarse en las condiciones de eficiencia mecánica del ventilador; así que, de acuerdo con estas ideas, el volúmen de aire necesario es de 379.029 metros cúbicos a la presion de 780 mm. i $25^{\circ} C$ de temperatura; condiciones reinantes en el lugar o paraje donde se efectúa la fundicion.

Resolveremos otro ejemplo en que se trata de oxidar no tan solo el carbono del combustible sino tambien algunos de los elementos de la carga, para entrar despues a estudiar los ventiladores i la manera de controlar su rendimiento.

Un caso apropiado para este segundo cálculo es el caso de fundicion oxidante que se detalla en páginas 45 i 46 en que se trata de producir un eje de 50% de cobre i una escoria de 44% de sílice.

CARGA	Peso	Sílice		Fierro		Cal		Magnesia		Alúmina		Azufre		Cobre	
		k	%	k	%	k	%	k	%	k	%	k	%	k	%
Mineral.....	100	35	35	20	20	12	12	3	3	4	4	15	15	8	8
Calcáreos	25.34	...	...	...	...	50	12.67	...	...	...	...	...	...	...	...
Sílice.....	7.00	93	6.51	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
TOTAL.....	132.24		41.51		20		24.67		3		4		15		8

El peso total de la carga es de 132.24 kilogramos i se puede decir que, dadas las condiciones en que se va a fundir, i la escoria que se desea producir, un 10% de coke debe ser el máximum del gasto o consumo del combustible.

Si asumimos un horno de capacidad diaria de 300 toneladas tendremos que en las 24 horas funde 2,269 cargas.

$$300,000 : 132.24 = 2,269$$

De lo espuesto se desprende que el consumo diario de combustible es de 29.996 kilogramos de coke.

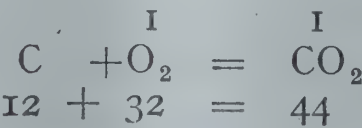
$$2,269 \times 13.22 = 29,996 \text{ kgs.}$$

Si recordamos que nuestro coke ensaya 85% de carbono tendremos que la cantidad de carbono que diariamente se oxida es de 25,496 kgs.

$$29.996 \times 0.85 = 25,496 \text{ kgs.}$$

Se recordará que en este caso de fundicion se exige la trasformacion de todo el carbono en ácido carbónico (combustion completa).

La ecuacion



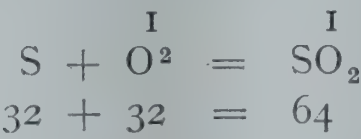
nos dice, que 12 kilogramos de carbono exigen 22.22 metros cúbicos de oxígeno i por consiguiente los 25,496 kilogramos de carbono exigirian 47.210 metros cúbicos de oxígeno.

$$12 : 22.22 :: 25.496 : X \qquad X = 47.210 \text{ m.}^3$$

Ademas del cálculo del carbon tenemos que tomar en consideracion el azufre i fierro que deben oxidarse en el foco del horno.

Azufre en la carga del mineral.....	15.000 kgs.
» perdido por sublimacion.....	7.500 »
» aprovechable.....	7.500 »
» en el eje.....	4.160 »
» que se debe oxidar por carga.....	3.340 »
Número de cargas fundidas en las 24 horas.....	2.269 »
Azufre oxidado en las 24 horas.....	7.578 »

El azufre se oxida de acuerdo con la siguiente reaccion:

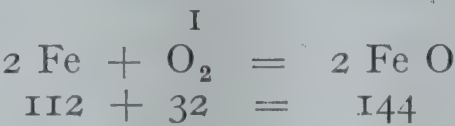


reaccion que nos dice que 32 kilogramos de azufre necesitan 22.22 m.³ de oxígeno; por lo consiguiente los 7.578 kilogramos de azufre exigirán 5.252 metros cúbicos de oxígeno.

$$32 : 22.22 :: 7.578 : X \quad X=52.52 \text{ m.}^3$$

Fierro en la carga del mineral.....	20.00 kgs.
» en el eje.....	3.84 »
» que se debe oxidar por carga.....	16.16 »
Número de cargas fundidas en las 24 horas.....	22.69 »
Fierro oxidado en las 24 horas.....	34.667 »

El fierro se oxida de acuerdo con la siguiente reaccion:



reaccion que nos demuestra que 112 kilogramos de fierro se combinan con 22.22 m.³ de oxígeno; de acuerdo con esto los 34.667 kilogramos de fierro se combinan con 6,877 m.³ de oxígeno.

$$112 : 22.22 :: 34,667 : X \quad X=6,877 \text{ m.}^3$$

Resumiendo tendremos:

Oxígeno necesario para el combustible.....	47,210 M. ³
» » » azufre.....	5,262 »
» » » fierro.....	6,877 »
oxígeno para la fundicion en 24 horas.....	59,349 »

Recordaremos la composicion del aire por volúmen en porcentaje que es la siguiente:

Oxígeno.....	20.8%
Nitrógeno.....	79.2%

i la proporcion que sigue nos dará la cantidad de aire que este oxígeno representa:

$$59,349 : 20.8 :: X : 100 \quad X = 285,332 \text{ m.}^3$$

Esta cantidad de aire está calculada para 0° C. i para 760 mm. de presion barométrica; asumiremos las mismas condiciones del caso anterior de 26° C i 780 mm. de presion i de acuerdo con lo ya explicado efectuaremos las correcciones necesarias que se detallan al pié; obteniendo como resultado un volúmen de aire de 302,925 m.³

$$V = 285.331 \times \frac{25+75}{273} \times \frac{760}{780} = 302.925 \text{ m.}^3$$

Efectivamente la correccion del 20% que indudablemente se perderá arribaremos a la conclusion de que para el correcto funcionamiento del horno se necesitan 363.509 metros cúbicos de aire calculados en 25° C. de temperatura i 780 mm. de presion barométrica.

II. La ventilacion artificial de los hornos se puede hacer siguiendo dos sistemas jeneralmente, a saber:

a) Ventilacion volumétrica o ventilacion fundada en un volúmen constante.

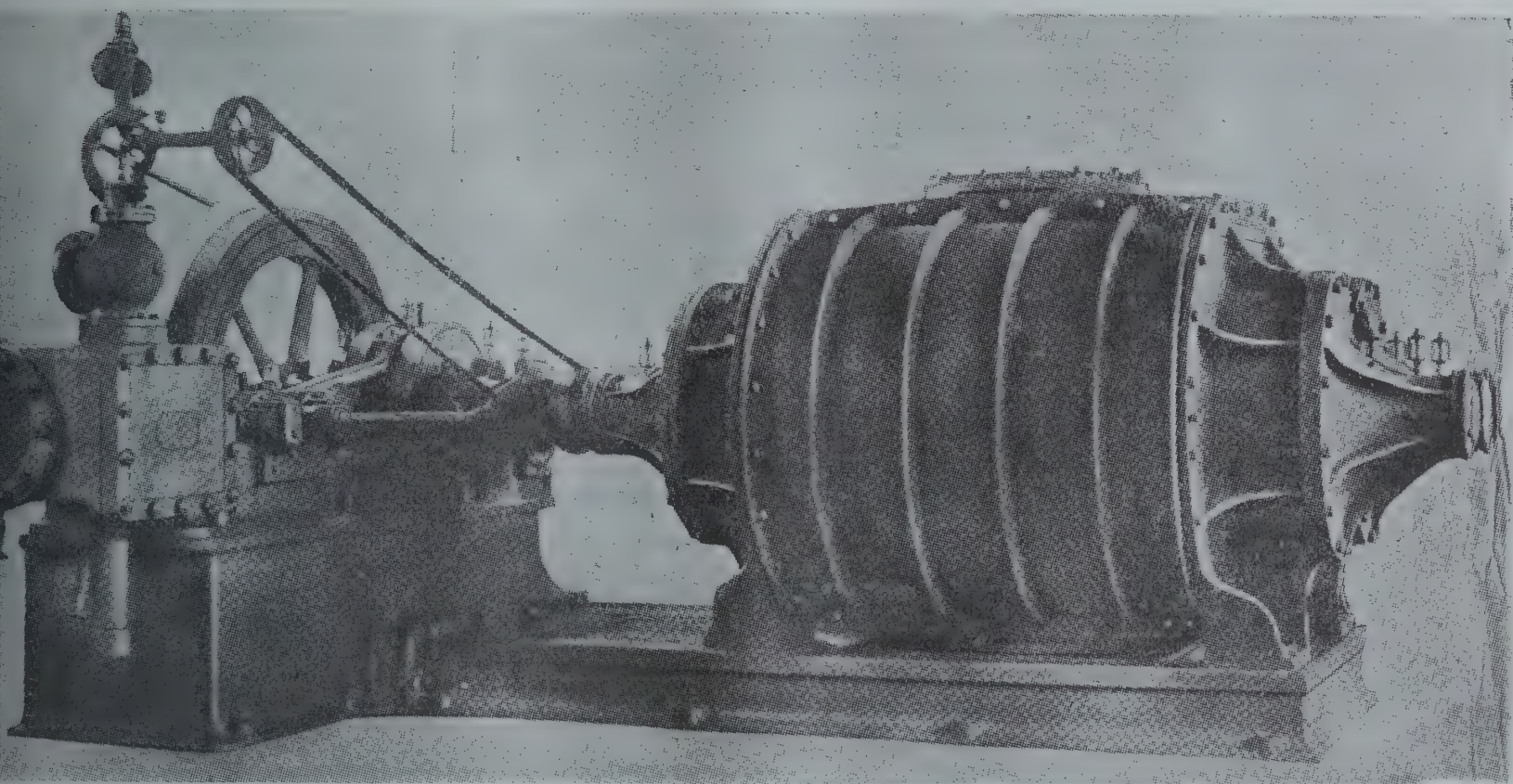
b) Ventilacion de presion fija o constante: En el primer caso el volúmen de aire jenerado en el ventilador es siempre el mismo i este volúmen se introduce en su totalidad práctica al horno independientemente de la presion o resistencia que la carga del horno puede oponerle a esta introduccion.

En el segundo caso el volúmen jenerado por el ventilador no es constante i depende de la resistencia que la carga del horno pueda ofrecerla al ventilador; es decir que miéntras mayor sea la presion que se desarrolla por la resistencia que se ofrece menor será el volúmen de aire que el ventilador jenera.

Por lo espuesto en este capítulo i en el anterior sobre la importancia que tiene para el correcto funcionamiento del horno, el volúmen de aire que se debe insuflar, se dejan de manifiesto los inconvenientes i si se quiere la inutilidad del segundo sistema de ventilacion. Además la mayoría de estos aparatos que se basan en este segundo sistema no son capaces de introducir viento al horno a la presion que necesariamente se debe hacer para que penetre al interior de él.

Los aparatos usados para insuflar el aire pertenecientes al primer sistema, están basados en el mismo principio i su descripción jeneral obedece a la de una cámara de fierro fundido, en el interior de la cual jiran, sobre sus respectivos ejes dos i a veces tres paletas de un perfil o contorno apropiado, embutiéndose una sobre la otra. De esta manera por cada revolucion de las paletas cierto volúmen de aire es aprisionado i obligado a seguir el curso de las cañerías de salida.

El tipo mas corriente de estos aparatos es el del ventilador Root de dos paletas, detallada en la figura adjunta, número 1.



Las dos paletas son como el perfil del número 8 al revolucionar se embuten una dentro de la otra i jiran dentro de la cámara de fierro que forma la parte superficial i visible del ventilador. Estos aparatos han sido modificados en detalle por las diversas casas constructoras i se les conoce con el nombre de ventilador Green Connerville, etc., aunque en realidad obedecen todos ellos a un mismo principio ya descrito.

El rendimiento de estos aparatos alcanza hasta un 80% del trabajo de ventilacion del que se dice que son capaces. Es, sin embargo, conveniente recordar que la eficiencia de cada ventilador se debe determinar experimentalmente, pues dicha eficiencia depende del cuidado con que el aparato haya sido construido i de la buena disposicion en que se hayan instalado las cañerías de conduccion del aire. Debe tambien recordarse que la eficiencia de cualquier ventilador tiende necesariamente a disminuir con el aumento de la presion con la cual se le obliga a trabajar.

Estos aparatos trabajan perfectamente bien con una presion de 120 i 150 mm. de mercurio aunque se los manufactura para presiones de 500 mm.

de mercurio. La velocidad con que operan estos aparatos varia o puede normalmente variar entre 200 i 400 revoluciones por minuto i la cantidad de aire jenerada para el ventilador fluctúa, de los modelos pequeños a los grandes, entre 0.135 m.³ a 3 m.³ por revolucion.

La fuerza i capacidad de estos ventiladores depende, jeneralmente, de su manufacturacion i por esto se hace casi imposible establecer jeneralidades sobre ellos.

Sin embargo, para formarse una idea jeneral de la capacidad del ventilador i la fuerza necesaria para su movimiento puede atenderse a las siguientes condiciones jenerales:

Un aparato de esta clase que desplaza 0.135 m.³ por revolucion i que funciona con 400 revoluciones por minuto necesita 8 caballos (HP) efectivos de fuerza. Otro que desplaza 0.350 m.³ por revolucion i que opera a 350 revoluciones por minuto, exige una fuerza de 50 a 80 caballos.

Cuando se hace necesario recurrir a presiones mayores que las consideradas aquí, estos aparatos pierden su oportunidad para dar franca acogida a las compresoras de aire, aunque su uso en las fundiciones de cobre es mui restringido.

Al segundo sistema de ventilacion, o sea al de presion constante, pertenecen los ventiladores centrífugos o turbinas de aire i los ventiladores helicoidales. Su uso en las fundiciones de cobre es casi absolutamente nulo, pues no son capaces de producir aire a presiones mayores de 60 milímetros de mercurio i aun para esto deben ser accionados produciendo 2,500 revoluciones por minuto.

Es de interes i de gran necesidad controlar el rendimiento efectivo de un ventilador i, para ello se hace necesario entrar a conocer la presion que se establece dentro del sistema de ventilacion artificial; presion que tiene su oríjen en la resistencia que la carga del horno pone a la introduccion del aire, i en el empuje que al aire le da el ventilador al forzarlo a traves de la cañería para que se introduzca al horno. Es casi indudable que dentro del circuito de circulacion, que tiene su principio en el ventilador, i su fin en el horno, se produce una presion dada que en término medio es constante. Digo constante, en término medio, pues dicha presion aumentará periódicamente con la altura de la carga en el horno i periódicamente disminuirá con el descenso de dicha carga.

Las variaciones no periódicas de esta presion se deben no a la marcha normal del horno sino a irregularidades que en ellos se produzcan tales como acresiones, callos, etc., que dificultan el pasaje del aire. Con el objeto de conocer cuál es la presion dada, en término medio, el fundidor debe tener instalado en la cañería de alimentacion de aire al horno, un manómetro que puede espresar la presion de ese aire en milímetros de mercurio o en milímetros de agua.

La equivalencia entre la presion espresada de cualesquier manera se puede ver en la tabla adjunta.

TABLA PARA LA REDUCCIÓN DE LA PRESION DE AGUA EN PRESION DE MERCURIO

Presion de agua en mm	Presion de mer- curio en mm	Presion de agua en mm	Presion de mer- curio en mm	Presion de agua en mm	Presion de mer- curio en mm
1	0,07	25	1,84	85	6,27
2	0,15	30	2,21	90	6,64
3	0,22	35	2,58	100	7,38
4	0,30	40	2,95	200	14,76
5	0,37	45	3,32	300	22,14
6	0,44	50	3,69	400	29,52
7	0,52	55	4,06	500	36,90
8	0,59	60	4,43	600	44,28
9	0,66	65	4,80	700	51,76
10	0,74	70	5,17	800	59,04
15	1,12	75	5,54	900	66,42
20	1,48	80	5,90	1,000	73,80

Conocida la presion con que el aire se introduce al horno i que se lee en el manómetro i conocida la seccion de la cañería de introduccion es fácil determinar el volúmen de aire i por consiguiente no sólo verificar el rendimiento que se le atribuye al ventilador sino que tambien controlar el consumo de aire de acuerdo con el correcto funcionamiento del horno.

Conocida la presion del manómetro es fácil determinar la velocidad del aire de acuerdo con la siguiente fórmula:

$$V = \sqrt{16 H}$$

en que V es igual a la velocidad del aire en metros por segundo i H es la presion espresada en milímetros de agua.

Así, por ejemplo, un ventilador que trabaja con una presion de 120 mm. de mercurio en el manómetro i que transmite el aire al horno a traves de una cañería de 0.20 m. de diámetro, introduce por segundo 5,024 metros cúbicos de aire; segun el siguiente cálculo:

120 mm. de mercurio son equivalentes a 1,600 mm. de agua.

$$V = \sqrt{16 (1,600)} = \sqrt{25,600} = 160 \text{ metros cúbicos por segundo.}$$

Superficie de la seccion de la cañería = (π) R² = 3,14 × 0,01 = 0,0314 metros cuadrados.

Volúmen de aire por segundo 0,0314 × 160 = 5,024 m.³ a la presion de 120 milímetros de mercurio mas la presion barométrica de la localidad.

Con los conocimientos que tenemos ahora vamos a controlar prácticamente el rendimiento del ventilador para un caso dado.

Supongamos que se trata del caso últimamente estudiado en la determinación del volumen necesario de aire para las fundiciones (páj. 83) i que era de 363,509 metros cúbicos de aire a una presión barométrica de 780 mm. de mercurio.

Nuestro ventilador está garantido para jenerar un metro cúbico por revolución, como al volumen de 363,509 metros cúbicos se le hizo ya la corrección del 20% que corresponde a la deficiencia del ventilador, se tendrá que para proporcionar este volumen de aire en las 24 horas (1,440 minutos) el ventilador debe marchar a 252 revoluciones por minuto ($363,509 : 1,440$).

Establecido el trabajo del ventilador a esta velocidad se observa el manómetro, colocado sobre la cañería de conducción de aire, i se obtiene que la presión término medio con que se introduce el aire es de 120 mm. de mercurio. Asumiendo que la cañería es del diámetro espresado anteriormente se tendrá que el horno recibe por segundo 5,024 metros cúbicos a la presión barométrica de 780 mm. mas la presión de 120 mm. de mercurio que acusa el manómetro.

Para comprobar el volumen que se debía introducir al horno (369,509) con el que en realidad se introduce (434,073) se haria necesario corregir el primero en dos casos a saber:

I. Descontando el 20% de mas que se le agregó para las posibles pérdidas del ventilador.

II. Corrigiendo el exceso de presión de 120 mm. de mercurio que existe en el volumen real.

En el caso presente, sin necesidad de hacer esas correcciones se observa que el volumen que realmente entra al horno es mucho mayor que el que nosotros creíamos hacer entrar i por lo consiguiente la velocidad del ventilador debe bajarse hasta que el manómetro indique, en término medio la presión que corresponde al volumen de aire que se desea introducir.

Si el caso hubiera sido el contrario, es decir, que la presión indicada por el manómetro correspondia a un volumen menor que el que se desea efectivamente introducir al horno, habria sido necesario aumentar la marcha del ventilador hasta que esta presión hubiese correspondido al volumen que se desea obtener.

COMBUSTION EN LAS FUNDICIONES

En la mayoría de las reacciones metalúrgicas, la cantidad de combustible usada, o sea el monto total de la energía necesaria para efectuar la reacción, es sin duda alguna el factor que regulariza la practicabilidad o impracticabilidad del procedimiento que se basa en las reacciones en cuestión. Cada

ecuación química tiene su significado térmico: bien consume cierta cantidad dada de calórico o bien lo desenvuelve o genera otra cantidad. Cuando un elemento se une con otro para formar un compuesto químico hai generalmente hablando una generacion de calórico; la cantidad de calórico generado es experimentalmente determinada por medio del calorímetro i se denomina calórico de formacion del cuerpo químico que se trata: el calórico de formacion se puede espresar de tres maneras, a saber: sin relacion alguna, relacionado a cualesquiera de los dos elementos que sirvieran de constituyente del nuevo cuerpo o bien relacionado al nuevo cuerpo químico formado. Un ejemplo práctico ilustrará talvez mejor este punto, el calor de formacion del anhídrido carbónico (CO_2) determinado en el calorímetro es de 97.200 calorías, esta cantidad se puede espresar de tres maneras:

Independientemente. Calor de formacion=97,200 calorías.

Subordinado a los componentes del cuerpo químico:

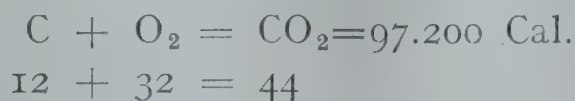
Calor de formacion=8,100 calorías por kgs. de O.

» » » =3,040 » » de O.

Subordinado el cuerpo químico mismo=2,209 calorías por kilogramo de CO^o formado.

Fácilmente se comprende que para subordinar el calor de formacion, ya sea a los componentes del cuerpo químico, ya sea al cuerpo químico mismo, basta dividir el calor independiente de formacion por el peso molecular del elemento o cuerpo químico que se le quiere subordinar.

La reaccion que sirve de base a nuestros estudios de termo-química es la siguiente:



Que significa que 12 kilogramos de carbono se queman con 32 kilogramos de oxígeno, produciendo 44 kilogramos de anhídrido carbónico i generando 97.200 calorías, o bien levantando la temperatura de 97.2 kilogramos de agua (condiciones normales) un grado centígrado.

La tabla que se inserta a continuacion da el calor de formacion de diversos compuestos químicos.

FÓRMULA	Pesos moleculares	Calor Ind. de formacion
Mg O.....	24 +16 = 40	143.4 Cal.
Ba O.....	137 +16 =153	133.4 »
Ca O.....	40 +16 = 56	131.5 »
Al ₂ O ₃	54 +48 =102	392.6 »
Si O	28 +32 = 60	180.0 »
Mn O.....	55 +16 = 71	99.9 »
Zn O.....	65 +16 = 81	84.8 »
H O.....	2 +16 = 18	70.4 »
Fe ₃ O.....	168 +64 =232	170.8 »
Fe O.....	56 +16 = 72	65.7 »
Fe ₂ O ₃	112 +48 =160	195.6 »
CO	12 +32 = 44	97.2 »
Cu ₂ O.....	127.2+16 =143.2	43.8 »
Cu O.....	63.6+16 = 79.6	37.7 »
SO	32 +32 = 64	69.26 »
SO ₃	32 +48 = 80	91.9 »
CO.....	12 +16 = 28	29.16 »
Fe S.....	56 +32 = 88	24.0 »
Zn S.....	65 +32 = 97	43.0 »
Cu S.....	127.2+32 =159.2	20.3 »
Pb S.....	207 +32 =239	20.2 »
Cu S.....	63.6 + 32=95.6	10.1 »
Ca CO ₂	40 +12 + 48=100	273.85 »
Mg CO ₂	24 +12 + 48= 84	269.9 »
Ba Si O ₃	137 +28 + 48=213	328.1 »
Ca Si O ₃	40 +28 + 48=116	329.35 »
Ca ₂ Si O ₄	80 +28 + 64=172	471.3 »
Al ₂ Si O ₇	54 +56 +112=222	767.5 »
Mn Si O ₃	55 +28 + 48=131	276.3 »
Fe ₂ Si O ₄	112 +28 + 64=204	320.3 »
Fe Si O ₃	56 +28 + 48=132	254.6 »
Ba SO ₄	137 +32 + 64=233	339.4 »
Fe SO ₄	56 +32 + 64=152	228.0 »
Pb SO ₄	207 +32 + 64=303	215.7 »
Cu SO ₄	63.6+32 + 64=159.6	181.7 »

El conocimiento de estas tablas nos pone en condicion de resolver el lado teórico de cualesquier problema de metalurgia del cobre que se nos presente; nosotros estudiaremos las diferentes maneras con que estos problemas se nos pueden presentar en práctica:

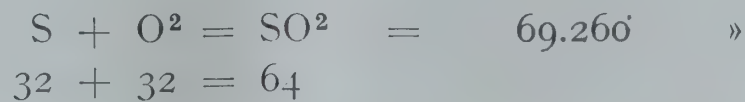
a) Determinar la cantidad total de calórico jenerado en un horno donde se queman diariamente 1,000 kilogramos de carbono, 500 kilogramos de azufre i 200 kilogramos de fierro:

$$\begin{array}{rcl} \text{C} + \text{O}_2 = \text{CO}_2 & = & 97.200 \text{ calorías} \\ 12 + 32 & = & 44 \end{array}$$

$$\text{Por kilogramo de carbon} \quad \frac{97.2}{12} = 8,100 \text{ calorías}$$

Kilógramos de carbon oxidado..... 1,000

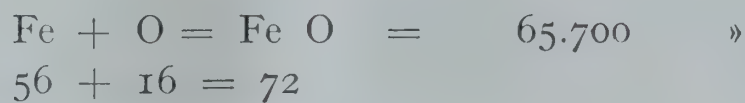
Calórico jenerado..... 8,100.000 calorías



$$\text{Por kilogramo de azufre} \quad \frac{69.26}{32} = 2.160 \quad \text{»}$$

Kilógramos de azufre oxidados..... 500

Calórico jenerado..... 1,080.000 »



$$\text{Por kilogramo de fierro} \quad \frac{65.7}{66} = 1.170 \quad \text{»}$$

Kilógramos de fierro oxidados..... 200

Calórico jenerado..... 234.000 »

RESÚMEN

Combustion del carbono..... 8,100.000 calorías

» » azufre..... 1,080.000 »

» » fierro..... 234.000 »

Cantidad total de calórico..... 9,414.000 calorías

b) Si el problema se complica un poco mas i nos piden por ejemplo, que al valor calórico determinado, agreguemos el que se desprende de la union del fierro oxidado con la sílice libre de la carga, nos valdremos del mismo método, para calcularlo, es decir, guiándonos por los pesos moleculares i los calóricos de formacion: el calórico independiente de formacion del silicato de fierro es igual a 254.6 calorías, en esta cantidad está comprendido el calórico de formacion del óxido de fierro, el calórico de formacion de la sílice i el calórico propio de formacion del silicato, o sea, calórico jenerado por la union del óxido de fierro con la sílice: es pues natural que a

254.6 le restamos el calórico de formacion del óxido de fierro, pues lo hemos tomado en consideracion bajo otro ítem i el calórico de formacion de la sílice, pues ella entra al horno ya formada i que sólo tomemos en consideracion el calórico jenerado, por la union de ámbos compuestos químicos, así:

Fe Si O ³	= +	254.600	calorías
Ménos Fe O.....	= —	65.700	»
» Si O ²	= —	180.000	»
Calórico de union igual.....		8.900	calorías

Esto se puede espresar por unidad de peso de sílice o bien de óxido de fierro, dividiendo las 8,900 calorías por peso específico de la sílice o bien del óxido de fierro.

Formacion del silicato de cal

Formacion de — Ca Si O ³	=	329.350	calorías
Ménos formacion de Ca O.....	=	131.500	»
» » » Si O ²	=	180.000	»
Calórico propio del silicato de cal.....		17.850	calorías

$$\text{Por kilogramo de cal } \frac{17,850}{56} = 318 \text{ calorías.}$$

Esto se puede espresar por unidad de peso de sílice o bien de cal dividiendo los 17,850 por el peso específico de la sílice o bien de la cal.

Como ejemplo de este caso podríamos citar la calcinacion del carbonato de cal (aquí se va simplemente a desunir el anhídrido carbónico (CO²) de la cal (Ca O), estos cuerpos en sí mismos permanecen inalterables).

Ca O CO ²	= +	273,850	calorías
Ménos Ca O.....	= —	131,500	»
» CO ²	= —	97,200	»
Resto.....		45,150	

$$\text{Por kilogramo de Ca O } \frac{45.150}{56} = 806 \text{ calorías.}$$

Es decir, que para calcinar carbonato de cal es necesario 806 calorías por kilogramo de Ca O (cal) que resulte.

c) Si el problema comprende ahora la descomposicion de ciertos cuerpos

químicos i la formacion de otros, es necesario escribir la ecuacion química e interpretarla termo-químicamente; se supone que todos los componentes de la ecuacion van a ser descompuestos en sus elementos simples; así es que cada componente absorberá tanto calor cuanto suma su calórico de formacion, i la suma de los calóricos de formacion, será indudablemente el calórico absorbido por la reaccion; motivo por el cual se lo considera negativo. La suma de los calóricos de formacion de los productos de la ecuacion forman la cantidad total del calórico jenerado i será necesariamente positivo (a no ser que el producto o productos formados sean termos negativos). El exceso o déficit de calórico será la diferencia entre estas dos sumas; así, por ejemplo: ¿Cuál es la cantidad de calórico jenerada durante la fundicion pirítica?

$$\begin{array}{rcl}
 2 \text{ Fe S} + \text{Si O}_2 + 2 \text{ O}_2 & = & \text{SO}_2 + 2 \text{ Fe O Si O}_2. \\
 2 (24,000) + 180.000 & & 69.260 + 320.300. \\
 = 228.000 & & + 389.560. \\
 & & + 161.560 \text{ calorías.}
 \end{array}$$

La reaccion principal del horno pirítico produce por lo consiguiente 161.560 calorías.

En otras palabras se puede espresar la misma idea estableciendo que el calor de formacion de todos los cuerpos componentes de la carga de un horno que durante el curso de la fundicion deben ser destruidos, forman el debe del balance térmico del horno i el calor de formacion de todos los compuestos que se forman durante la operacion forman el haber de dicho balance. Así, por ejemplo, si aplicamos esta regla al caso estudiado anteriormente tendremos que 20 kilogramos de fierro, 15 kilogramos de azufre que forman 35 kilogramos de sulfuro de fierro se destruyen en el horno, conjuntamente con 25.34 kilogramos de carbonato de cal.

Por lo consiguiente el balance del horno en lo que corresponde al debe será como sigue:

Descomposicion del sulfuro de fierro.....	24.000 Cal.
	24.000
Espresada por kilogramo de fierro.....	428 »
	56
Kilogramos de fierro en carga.....	35 kgs.
Calor gastado en esta composición.....	12,980 Cal.
Descomposicion del carbonato de cal.....	45.150 »
	45.150
Por kilogramos de cal.....	806 »
	56
Kilogramos de cal en la carga	12.67 kgs.
Calor gastado en esta descomposicion.....	10,210 Cal.

El debe térmico del horno queda por ahora constituido en 23.190 calorías por cada 132 kilogramos de carga.

El haber térmico se forma como sigue:

Combustion del carbono.....	97.200 Cal.
Por kilogramo de carbono.....	$\frac{97.200}{12}$ 8.100 »
Kilogramo de carbono por carga.....	<u>11.23 kgs.</u>
Calórico jenerado.....	90.960 Cal.
Oxidacion del azufre.....	69.260 »
Por kilogramo de azufre.....	$\frac{69.260}{32}$ 2.160 »
Kilogramos de azufre oxidado por carga.....	<u>3.34 kgs.</u>
Calórico jenerado.....	7.210 Cal.
Oxidacion del fierro.....	65.700 »
Por kilogramos de fierro.....	$\frac{65.700}{56}$ 1.170 »
Kilogramos de fierro oxidado.....	<u>16.16 kgs.</u>
Calórico jenerado.....	18.900 Cal.
Formacion del silicato de fierro.....	8.900 »
Por kilogramos de óxido de fierro.....	$\frac{8.900}{72}$ 123.6 »
Kilogramos de óxido de fierro que se escorifican.....	<u>20.85 kgs.</u>
Calórico jenerado.....	4.020 Cal.

El haber térmico del horno queda formado por 123.660 calorías i el debe por 23.190 calorías; el balance a favor de 100.470 calorías sirven para efectuar el trabajo del horno que consiste en elevar la temperatura de la carga total a un grado tal que se produzca la completa liquefaccion de ella.

Las operaciones termoquímicas hasta aquí enumeradas se refieren únicamente a cálculos mas o menos teóricos pues se considera la reaccion se efectúa a temperaturas normales i no elevadas; hai pues que corregir estos

resultados agregando o descontando el calor absorbido por los componentes de la reacción i por los productos de ella a la temperatura o temperaturas a que se efectúa la operación; en metalurgia del cobre el problema que se tiene siempre que resolver (escepto bessemerización (1) de ejes) es el de principiar con constituyentes fríos i terminar con productos calientes o fundidos. La manera de determinar el calor absorbido o calor que está en un cuerpo químico o mineral como calor latente es por medio de los calores específicos de la sustancia dada; se acostumbra también a llamar capacidad calorífica del cuerpo al calor latente; la capacidad calorífica aumenta con la temperatura reinante. Un cuerpo al pasar del estado sólido al líquido o de éste al gaseoso o vice-versa absorbe o desenvuelve una cantidad dada de calórico que se ha dado en llamar calor latente de vaporización, de solidificación, etc. Cuando un cuerpo pasa del estado sólido al líquido absorbe calor i en este caso el calor latente de fusión o liquefacción tiene que agregársele a los ítem ya calculados de cualesquier problema termoquímico; al solidificarse dicho cuerpo desenvuelve esa misma cantidad de calórico.

Todos estos datos se dan en las tablas que siguen, ellos han sido recopilados de las mas notables autoridades termoquímicas. Como no es posible dar los calores específicos para cada temperatura, nos limitamos a dar el calor específico medio para períodos mas o ménos grandes de temperaturas.

Hidrógeno

Calor específico medio hasta 2,000° C.

Por kilogramo.....	=	3.700 + 0,0003	t = Cal.
» m. ³	=	0,303 + 0,000027	t = »
		de 2,000° C. a 4,000° C.	
» kilogramo.....	=	2.75 + 0,0008	t = »
» m. ³	=	0,2575 + 0,060072	t = »

Carbono

Calor específico medio de 0 a 250° C.

$$0,1567 + 0,00036 \quad t = \text{Cal.}$$

de 250° C. a 1,000° C.

$$0,2142 + 0,000166 \quad t = \text{Cal.}$$

Calor de vaporización 3,837 calorías por kilogramo de carbono.

(1). Conversion a cobre metálico de ejes fundidos.

Nitrógeno

Calor específico medio hasta 2,000° C.

Por kilogramo.....	=	0,2405+0,0000214t = Cal.
» m. ³	=	0,303 +0,000027 t = »
		de 2,000° C. a 4,000° C.
» kilogramo.....	=	0,2044+0,000057 t = »
» m. ³	=	0,2575+0,000072 t = »

Oxígeno

Calor específico medio hasta 2,000° C.

Por kilogramo.....	=	0,2104+0,0000187 t = Cal.
» m. ³	=	0,303 +0,000027 t = »
		de 2,000° C. a 4,000° C.
» kilogramo.....	=	0,1788+0,00005 t = »
» m. ³	=	0,2575+0,000072 t = »

Azútre

Calor específico medio de 15° C. a 97° C.=0,1844.

Calor latente defusion.....	=	9.37 cal por kg.
» específico medio.....	=	0,2346+0,00006 t = Cal.
» latente de evaporacion.....	=	72 cal. por kg.

Cobre

Calor específico medio para cualquier tem-

peratura.....	=	0,0939+0,00001778 t = Cal.
» latente de fusion.....	=	43,2 cal. por kg.
» » de vaporizacion.....	=	858 » » »

Agua

Calor específico del agua a 100 ° C. se puede considerar igual a la unidad; en resumen el agua absorbe por kilogramo de 0 a 100° la cantidad 101,5 calorías (Calor específico medio de 0° a 100° C=1+00015 t.).

Calor latente de fusion (hielo en agua)..... = 80 Cal.

» » » vaporizacion..... = 606 »

Para determinar el calórico total, incluyendo el de vaporizacion; absorbido por kilogramo de agua tomada una temperatura normal i calentada

a otra mayor que el punto de ebullicion, se aconseja usar la fórmula de Regnault que es la siguiente: $C=606.5+0.305\ t$.

Monóxido de carbono (CO)

Calor específico medio hasta 2,000° C.

Por m. ³	=	0,303 + 0,000027 t = Cal.
» kilogramo.....	=	0,2505 + 0,0000219 t = »

Acido Carbónico (CO²)

Calor específico medio de 0° C a 2,050°.

Por m. ³	=	0,37 + 0,00022 t = Cal.
» kilogramo.....	=	0.19 + 0,00011 t = »

Magnesia (Mg O)

Calor específico medio para cualesquier temperatura:

Por kilogramo.....	=	0,2081 + 0,0000876 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	50,9 calorías por kg.

Sílice (Si O²)

Calor específico medio para cualesquier temperatura:

Por kilogramo.....	=	0,1833 + 0.000077 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	109.4 calorías por kg.

Acido sulfuroso (SO²)

Calor específico medio para cualesquier temperatura:

Por kilogramo.....	=	0,36 + 0,0003 t = Cal.
m. ³	=	0,125 + 0,0001 t = »

Acido Sulfúrico (SO³)

Calor específico medio para cualesquier temperatura:

Por kilogramo.....	=	0,100 + 0,00004 t = Cal.
» m. ³	=	0,405 + 0,00017 t = »

Cal (Ca O)

Calor específico para cualesquier temperatura:

Por kilogramo.....	=	0,1715 + 0,00007 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	60,2 por kg.

Oxido de Fierro (Fe O)

Calor específico para cualesquier temperatura:

Por kilogramo..... = $0,1460 + 0,000167 t$ = Cal.
Calor latente de fusion..... = 45 Cal por kg.

Súlfuro de Fierro (Fe S)

Calor específico para cualesquier temperatura:

Por kilogramo..... = $0,1357 + 0,00009 t$ = Cal.
Calor latente de fusion..... = 38.46 Cal por kg.

Súlfuro de Cobre (Cu² S)

Calor específico para cualesquier temperatura:

Por kilogramo..... = $0,1126 + 0,00009 t$ = Cal.
Calor latente de fusion..... = 46,4 Cal por kg.

Mg Si O³..... = 0,301 (Hasta 1,250° C)—Calor latente de fusion
= 125 calorías.

Ca Si O³..... = 0,288 (Hasta 1,250° C)—Calor latente de fusion
= 100 calorías.

Fe Si O³..... = 0,180 (Hasta 1,250° C)—Calor latente de fusion
= 90 calorías.

Fe₂ Si O⁴..... = 0,170 (Hasta 1,050° C)—Calor latente de fusion
= 85 calorías.

En la aplicacion de estas tablas reside el correcto entendimiento de los problemas térmicos que se pueden presentar en la fundicion i en la determinacion científica de la cantidad de combustible que se hace necesario para que la fundicion se produzca.

El gasto de calor en el horno se reduce a lo ya espresado, al tratar de la descomposicion de los componentes de la carga i al calor que absorbe la carga desde que entra al horno hasta que sale fuera de él. Se asume que la carga entra a 0°C. i se hace necesario saber la temperatura a que salen los diversos productos en que se transforma la carga; estos productos son gases, ejes i escorias. Se determina entónces el calor que absorben estos productos hasta su temperatura de salida i el total se lo agrega al Debe térmico del horno.

Se debe tambien agregar la cantidad de calor que se hace necesaria

para transformar los diversos componentes de la carga del horno del estado sólido al líquido o al de vapor.

Segun esto el balance térmico del horno quedaria como sigue:

Produccion de calor

- a) Calor resultante de la combustion i oxidacion del carbono del combustible.
- b) Calor resultante de la Combustion u oxidacion del fierro de la pirita.
- c) Calor resultante de la combustion u oxidacion del azufre de la pirita.
- d) Calor que resulta de la union de la sílice con el óxido de fierro que se forma en el horno.
- e) Calor resultante de la union de la sílice con la cal del carbonato de cal que entra al horno.

Consumo de calor

- a) Calor absorbido por los gases que se componen de azufre, ácido sulfuroso, nitrógeno i ácido carbónico desde temperaturas ordinarias a la temperatura que salen delhorno.
- b) Calor absorbido por los diferentes componentes de la carga desde la temperatura ordinaria a la temperatura a la cual transformados en escoria i eje salen del horno.
- c) Calor absorbido por la descomposicion de la pirita de fierro.
- d) Calor absorbido por la descomposicion del carbonato de cal.
- e) Calor absorbido por los diversos componentes al tranformarse del estado sólido al fundido o líquido o al vaporizarse.
- f) Calor absorbido en la evaporacion de la humedad de la carga.
- g) Calor absorbido en el calentamiento del agua de los jackets.
- h) Calor perdido por radiacion.

Todos estos ítem ya sea para la produccion como para el gasto de cal pueden ser fácilmente determinados.

Tomando como base, el ejemplo de fundicion, discutido en la página 81 resultará el cálculo en la forma siguiente:

Carbonato de cal por carga (que corresponde a 12.67 de C a O)	25.34 kgs.
Azufre sublimado por carga.....	7.5 »
» oxidado por carga.....	3.34 »
Combustible usado por carga.....	13.22 »
Carbono contenido en el combustible.....	11.23 »

Composicion del eje por carga

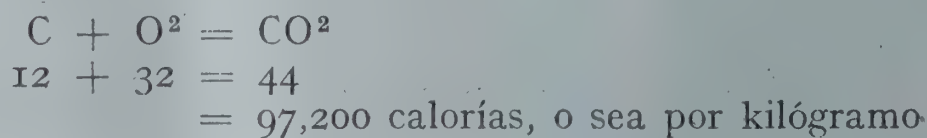
Sulfuro de cobre.....	10.00 kgs.
» de fierro.....	6.00 »

Composicion de la escoria por carga

Sílice...	41.51 kgs.
Oxido de fierro.....	20.85 »
Cal.....	24.67 »
Alúmina i magnesia.....	7.00 »
Volúmen de aire en las 24 horas!.....	363,509 m. ³
Número de cargas fundidas en las 24 horas.....	2,269

*Produccion de calor**a) Combustion del combustible:*

Coke usado por carga.....	13.22 kgs.
Carbono contenido (85%).....	11.23 »
Cargas fundidas diariamente.....	2,269 »
Carbono quemado en las 24 horas.....	25.480.87 kgs.

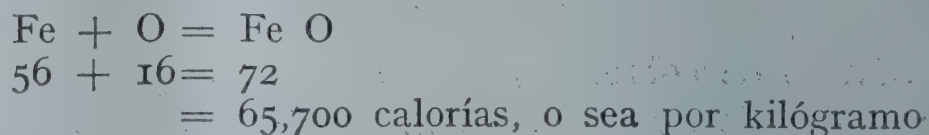
Ecuacion de combustion:

de carbono:

$$\frac{97.200}{44} = 8,100 \text{ calorías.}$$

Calor producido $(25.490.87 \times 8,100)$ 206.395.047 calorías.*b) Combustion del fierro de la pirita:*

Fierro presente por carga.....	20.00 kgs.
» en el eje por carga.....	3.84 »
» que se oxida por carga.....	16.16 kgs.
Número de cargas fundidas en las 24 horas.....	2269 »
Fierro oxidado en las 24 horas.....	34.667 kgs.

Ecuacion de combustion:

de fierro:

$$\frac{65.700}{56} = 1.170 \text{ calorías.}$$

Calor producido $(34.667 \times 1.170) = 40.690.190$ calorías.

c) Combustion del azufre de la pirita:

Azufre oxidado por carga.....	3.34 kgs.
Número de cargas fundidas.....	2,269
Azufre oxidado en las 24 horas.....	7,578 kgs.

Ecuacion de combustion:

$$\begin{array}{rcl} S & = & O^2 = SO^2 \\ 32 & + & 64 \\ & = & 69,260 \text{ calorías; por kilogramo de} \\ \text{azufre.} & & \\ \frac{69.260}{32} & = & 2.160 \text{ calorías.} \end{array}$$

Calor producido $(2.160 \times 7.578) = 16.368.480$ calorías.

d) Formacion del silicato de fierro. Ecuacion de combustion.

$$\begin{array}{rcl} Fe & O & + Si & O^2 & = & Fe & Si & O^3 \\ 72 & + & 60 & & = & 132 & & \\ 65.700 & + & 180.00 & & = & 254.000 & & \\ & - & 245.700 & & = & + 8,900 \text{ calorías; o sea por kilogramo de óxido} \\ & & & & & \text{de fierro.} \end{array}$$

$$\frac{8.900}{72} = 123.6 \text{ calorías.}$$

Kilógramos de óxido de fierro escorificados en las 24 horas

(34.667×1.29)	44.720 kgs.
Calor producido $44.720 \times 123.6 =$	5.527.392 Cal.

e) Formacion del silicato de cal:

$$\begin{array}{rcl} Ca & O & + & Si & O^2 & = & Ca & Si & O^3 \\ 56 & + & 60 & & = & 116 \end{array}$$

$$\begin{array}{rcl} 131.500 & + & 180.000 & & 329.350 \\ & & 311.50 & + & 329.350 \\ & & & + & 17.850 \text{ calorías o sea por kilogramo de cal} \end{array}$$

$$\frac{17.850}{56} = 318 \text{ calorías.}$$

Kilógramos de cal que forman silicato por carga.....	12.67 kgs.
Número de cargas fundidas.....	2,269 »
Kilógramos de cal que forman silicato.....	28.728 kgs.
Calor producido $(28.728 \times 318) =$	9.135.504 Cal.

Resúmen de la producción

a) Combustion del carbono.....	206.395.047 Cal.
b) » » fierro.....	40.690.190 »
c) » » azufre.....	16.368.480 »
d) Formacion del silicato de fierro.....	5.527.392 »
e) » » » » cal.....	9.135.504 »
Calor total producido en las 24 horas.....	278.116.613 Cal.

Consumo de calor

a) Calor absorbido por los gases: Para determinar este ítem se hace necesario determinar el de cada uno de los gases constituyentes i que son: S, N, CO² i SO².

I.—Azufre sublimado por carga.....	7.5 kgs.
Número de cargas fundidas.....	2,269 »

Azufre sublimado en 24 horas..... 17.017.5 kgs.

El calórico absorbido por esta cantidad de azufre se obtiene aplicando la fórmula jeneral en que el calórico es igual al calor específico multiplicado por la temperatura. De acuerdo con esto tendremos, que la fórmula para este caso, se aplica como sigue, asumiendo la temperatura a que salen los gases es de 400° C.

$$Q = 17.017.5 [(0.2346 \times 400) + (0.00006 + 400^2)] \\ = 1.759.609 \text{ calorías.}$$

a esto hai que agregar el calórico de evaporacion que segun nuestras tablas es de 72 calorías por kilógramo.

$$72 \times 17.017.5 = 1.225.260 \text{ calorías.}$$

Por resúmen se tendria que todo el vapor de azufre que se produce en el horno significa un gasto de calor diario de 2.984.869 calorías.

II CO².—Si examinamos la reaccion de produccion de ácido carbónico: C+O²=CO² (páj. 96) veremos que el volúmen de ácido carbónico producido es igual al volúmen de oxígeno agregado para la completa combustion del carbono i como este volúmen de oxígeno es en las 24 horas, de 47.210 metros cúbicos tendremos que el volúmen de ácido carbónico debe ser lo mismo. El calor absorbido por este volúmen se determina como sigue:

$$Q=47.210 [(0.37 \times 400) + (0.00022 \times 400^2)] \\ =8.648.872 \text{ calorías.}$$

III SO².—En la página 97 podemos ver que el volúmen de SO² es de 5,262 metros cúbicos, ya que él es igual al volúmen del oxígeno necesario para oxidar el azufre.

La cantidad de calor contenida en este volúmen de gas es la siguiente:

$$Q=5,262 [(0.125 \times 400) + (0.0001 \times 400^2)] \\ =347.358 \text{ calorías.}$$

IV N.—De lo expuesto en la página 98 al efectuar el cálculo del aire para el horno se comprueba que la cantidad de nitrógeno que el horno recibe en las 24 horas es de 225.982 metros cúbicos. La cantidad de calor que este volúmen de gas absorbe se determina como sigue:

$$Q=225.982 [(0.303 \times 400) + (0.000027 \times 400^2)] \\ =26.360.741 \text{ calorías.}$$

El calor absorbido por los gases se puede reasumir como sigue:

S.....	2.984.869 calorías
CO ²	8.648.872 »
SO.....	347.358 »
N.....	26.360.741 »
	38.341.840 calorías

b) Calor absorbido por los otros componentes de la carga que salen del horno a 1,200° C transformados en escorias i ejes.

I. Cu ² S.—Sulfuro de cobre por carga.....	10 kgs.
Número de cargas fundidas.....	2,269 »
Kilógramos de sulfuro de cobre en 24 horas.....	22,690 »

Calórico absorbido:

$$Q=22,690 [(0.1126 \times 1,200) + (0.00009 \times 1,200^2)] \\ =6.006.043 \text{ calorías.}$$

A esto hai que agregarle el calor latente de fusion que equivale a 46.4 calorías por kilogramo $22.690 \times 46.4 = 1.052.816$ calorías o sea un total para el sulfuro de cobre de 7.058.859 calorías.

II. Fe S.—Sulfuro de fierro por carga.....	6 kgs.
Número ed cargas fundidas.....	2,269 »
Sulfuro de fierro en 24 horas.....	13.614 kgs.

Calor absorbido:

$$Q = 13.614 [(0.1357 \times 1,200) + (0.00009 \times 1,200)] \\ = 3.490.262 \text{ calorías;}$$

a esto hay que agregar el calor latente de fusion que es de 38.4 calorías por kilogramo.

$$13.614 \times 38.4 = 522.777 \text{ calorías.}$$

Por consiguiente el calor total para el sulfuro de hierro es de 4.013.403 calorías.

El calor absorbido en la produccion del eje es entónces como sigue:

Sulfuro de cobre.....	=	7.058.859 calorías
» » fierro.....	=	4.013.403 »
Eje.....	=	11.072.262 calorías

Escoria

Sílice.....	41.51 kgs.
Oxido de fierro.....	20.85 »
Cal.....	24.67 »
Alúmina y magnesia.....	7.00 »

En las 24 horas que pasan por el horno 2,269 cargas, se tendrá que el total de sustancias, que forman escorias es el que sigue:

Sílice.....	94.186 kgs.
Oxido de fierro.....	47.208 »
Cal.....	66.332 »
Alúmina i Magnesia.....	15.883 »

1) Calor absorbido por la sílice:

$$Q = [(0.1833 \times 1200) + (0.000077 + 1200^2)] 94.186 \\ = 31.175.566 \text{ calorías.}$$

A esto hai que agregarle el calor de fusion que es de 109.4 calorías por kilogramo— $94.186 \times 109.4 = 10.295.948$ calorías.

Lo que da un total de 41.471.514 calorías.

2) Calor absorbido por el óxido de fierro:

$$Q = [(0.146 \times 1,200) + (0.000167 \times 1,200^2)] 47.208 \\ = 14.817.728 \text{ calorías.}$$

agregándole el calor de fusion que es de 45 calorías por kilogramo. $47.208 \times 45 = 2.124.360$ calorías, dará un total de 16.942.088 calorías.

3) Calor absorbido por la cal:

$$Q = [(0.1,715 \times 1,200) + (0.00007 \times 1,200^2)] 66.332 \\ = 13.797.056 \text{ calorías.}$$

El calor de fusion es de 60.2 calorías por kilogramo. $66.332 \times 60.2 = 3.993.186$, que agregados a los anteriores dan un total de 17.780.242 calorías

4) Calculando la alúmina i magnesia consideradas como una sola base el calor absorbido será:

$$Q = [(0.2081 \times 1200) + (0.0000876 \times 1200^2)] 15.883 \\ = 5.982.008 \text{ calorías.}$$

agregando el calor latente de fusion que es: $15.883 \times 50.9 = 808.4444$ calorías, tendremos un total de 6.790.452 calorías.

En resúmen la escoria absorberá la siguiente cantidad de calor:

Sílice.....	41.471.514 calorías
Oxido de fierro.....	16.942.088 »
Cal.....	17.780.242 »
Alúmina i magnesia.....	6.790.452 »
TOTAL (escoria).....	82.984.296 calorías

El calor absorbido por los componentes de la carga a la temperatura que salen del horno i el gasto de calor en producir su licuefaccion es por lo consiguiente el siguiente:

Eje.....	11.072.262 calorías
Escoria.....	82.984.296 »
TOTAL.....	94.056.558 calorías

c) Calor absorbido por la descomposicion de la pirita de fierro.

En página 107 se estableció que el gasto por este ítem para este mismo caso era de 12.980 calorías por carga i como en las 24 horas el horno pasa o funde 2,269 cargas, el gasto total será de: $12.980 \times 2,269 = 29.451.620$ calorías.

d) Calor absorbido por la descomposicion del carbonato de cal:

En página 107 se estableció que el gasto de calor, para este caso, debido a la descomposicion del carbonato de cal era de 10.210 calorías por cargas; como el horno funde en los 24 horas 2,269 cargas, el gasto total será de $10.210 \times 2,269 = 23.166.490$ calorías.

e) Calor de fusion i vaporizacion de los diversos componentes de la carga:

Este gasto de calor se ha tomado ya en cuenta por separado al tratarse del calor absorbido por los gases, ejes i escorias.

f) Calor absorbido por la evaporacion de la humedad de la carga:

Se asume que la carga contenga 4% de humedad al ser introducida al horno (incluso combustible) i como el horno funde al día 300 toneladas de mineral con 30 de combustible se deduce fácilmente que se hace necesario evaporar al día 13 metros cúbicos de agua que salen al estado de vapor a una temperatura de 400° C., mezclados con los gases del horno.

Usando la fórmula de Regnault (páj. 110) tendremos que el gasto de calor es el siguiente:

$$Q = [(6.5 + (0.305 \times 400)) \times 13.000] = 9.507.000 \text{ calorías}$$

g) Calor absorbido por el calentamiento del agua de los jacketes:

Si asumimos que el horno consuma 250 metros cúbicos de agua en los 24 horas i que el agua salga de ella a la temperatura de 80° C., tendremos que el calor consumido por este ítem es el siguiente: (esto asumiendo no 80° sino 100° C.) (páj. 110).

$$Q = 101.5 \times 250.000 = 25.375.000 \text{ calorías.}$$

Para efectuar una comparacion entre la produccion i gasto de calor seria necesario conocer el calor perdido por radiacion; usando un dato mui práctico podemos decir que el no puede ser superior a 900 calorías por tonelada fundida o sea, en las 300 toneladas diarias, el gasto de calor por radiacion deberia ser igual a 270.000 calorías.

Resúmen del gasto de calor

a)	Calor absorbido por los gases.....	38.341.840	calorías
b)	» » » el eje i escoria.....	94.056.558	»
c)	» » » descomposicion de la pirita.	29.451.620	»
d)	» » » descomposicion del carbona- to de cal.....	23.166.490	»
f)	» » » la evaporacion de la hume- dad.....	9.507.000	»
g)	» » » el agua de los jackets.....	25.375.000	»
h)	» perdido por radiacion.....	270.00	»

GASTO TOTAL DE CALOR..... 220.168.500 calorías

En página 116 tenemos un resúmen de la produccion de calor para este caso i que suma 278.116.613 calorías. Si a esto se le restá el consumo efectivo o necesario de calor que suma 220.168.500 calorías se tiene un exceso de calor en el horno de 58.948.113, que indica claramente que el horno funciona con mas coke que el necesario. Este exceso de calor con el coke comunmente usado en Chile representa un consumo en exceso de 8 a 9 toneladas diarias.

IGNACIO DÍAZ OSSA.



Notas sobre ensayos de plata, oro, plomo, estaño y cobre (*)

CAPITULO I.

INTRODUCCION

APARATOS I REACTIVOS

La docimasia, hablando estrictamente, es la determinacion cuantitativa de los metales en los minerales, productos de los hornos, lingotes, etc., por medio del fuego i reactivos por vía seca, i será tratada de este modo en las notas siguientes, escepto en pocos casos en que se usan métodos por la vía húmeda o métodos combinados por vía seca i vía húmeda.

(*) Traduccion de la obra de Lodge i Low, por F. A. Sundt.—2.^a edicion.

Balanzas.—En el laboratorio de trabajo parecen ser absolutamente esenciales tres clases de balanzas.

1.^a *Balanza para flujos*, capaz de pesar 4 kilogramos i sensible a 2/10 de gramo; para pesar muestras de mineral, flujos, reactivos, etc.;

2.^a *Balanza para pulpa*, para pesar el mineral que se va a ensayar, botones de plomo en los ensayos por plomo, etc. Será sensible a 2/1000 de gramo, o 2 miligramos;

3.^a *Balanza para botones*, para pesar los botones de plata i el oro. Será sensible 1/100 de milígramo. Balanzas de esta clase son las mas sensibles i delicadas; el estudiante deberá usarla con el mayor cuidado posible.

Pesos.—Para las balanzas anteriores habrá tres series de pesos:

1.^a (Balanza para flujos). Un kilogramo a un gramo, para pesar las muestras, reactivos, flujos, etc. Pueden comprarse pesos adicionales de kilogramos para pesar cantidades mas grandes;

2.^a (Balanza para pulpa). Veinte gramos a un centígramo, para pesar el mineral para los ensayos por plomo, cobre i estaño i los botones resultantes;

3.^a Serie de pesos finos, de un gramo a un milígramo, para usar en la balanza de botones.

Los pesos de la 2.^a i 3.^a serie *no se deben tomar con los dedos* sino con las pinzas.

Para estos pesos hai dos sitios i solamente dos: en la caja de la balanza o en la caja de los pesos. Si se colocan en cualquier otra parte se esponen a cubrirse de polvo o de otras cosas. No se debe olvidar que la exactitud del resultado depende de la exactitud de los pesos, i se deberá tomar todas las precauciones posibles en el uso i cuidado de ellos.

Reactivos de ensayos

Los reactivos usados en docimasia se pueden dividir como sigue:

1.^o Agentes reductores;

2.^o Agentes oxidantes;

3.^o Agentes desazufrantes;

4.^o Agentes azufrantes;

5.^o Flujos.

1.^o *Agentes reductores.*—Cuando un metal se separa de un estado de combinacion química, se dice que se ha «reducido» i el proceso de la separacion se llama «reduccion» (Percy).

El agente por medio del que se efectúa la reduccion se llama «agente reductor» (Percy).



Aquí el carbon es el agente reductor.



En esta reaccion el fierro reduce i produce plomo metálico; pero jeneralmente hablamos del fierro como un agente desazufrante.

Se define tambien un agente reductor como una sustancia capaz de quitar el oxígeno a otras sustancias en que está combinado i que lo pueden ceder.

Los agentes reductores mas comunmente usados son los siguientes:

Carbon de leña.—De la reaccion $2 \text{ PbO} + \text{C} = 2 \text{ Pb} + \text{CO}_2$, éste carbon

$$\frac{207 \times 2}{12} = 34\frac{1}{2}$$

tendria, cuando puro, un poder reductor de 12 gramos de plomo por un gramo de carbon. Pero el que se usa está raras veces puro, i tiene un poder reductor de 24 a 28 gramos.

Argol.—Poder reductor de 7 a 11, segun su pureza.

Crema de tártaro.—Poder reductor al rededor de 5 gramos.

Cianuro de Potasio.

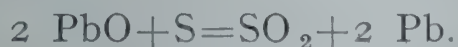
Harina.—Poder reductor al rededor de 11,9 gramos.

Almidon.—Poder reductor al rededor de 12 gramos.

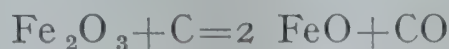
2.º *Ajentes oxidantes.*—Estos ceden fácilmente oxígeno.

Oxígeno del aire: $2 \text{ S}_2 \text{ Fe} + 11 \text{ O} = 4 \text{ SO}_2 + \text{Fe}_2\text{O}_3$.

Litarjirio: $\text{PbO} + \text{Fe} = \text{FeO} + \text{Pb}$.



Oxido férrico (Fe O_2) i *bióxido de manganeso* (MnO_2).—En presencia de carbon ámbos son reducidos a protóxidos:



Nitratos de potasio i sodio.—Son los ajentes oxidantes mas poderosos; i si se usa un exceso en presencia de sulfuros, se forma SO_4H_2 . Actuando sobre los sulfuros de Ag. Cu i Pb, esto es, sobre sulfuros no fácilmente oxidables, i usado en cantidad exacta para poner en libertad a los metales, el nitro lo hace oxidando el azufre con trasformacion en SO_4H_2 o SO_3 o ámbos, sobre estos sulfuros no sólo forma SO_3 , sino que oxida a los metales.



Carbonatos alcalinos.—Deben su poder oxidante al CO_2 producido cuando se calientan en presencia de ácidos mas fuertes, como la sílice, el ácido bórico, etc.



3.º *Ajentes desazufrantes.*

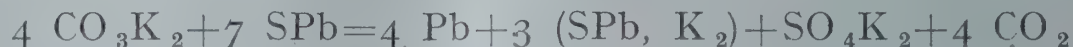
Oxígeno: $2 \text{ S}_2\text{Fe} + 11 \text{ O} = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 4 \text{ SO}_2$

Carbon de leña: Forma sulfuro de carbono i reduce los sulfatos a sulfuros.



Fierro: $\text{SPb} + \text{Fe} = \text{SFe} + \text{Pb}$.

Carbonatos alcalinos:



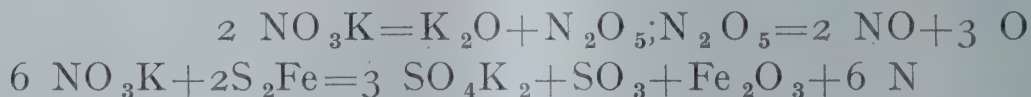
Litarjirio: $\text{SPb} + 2 \text{PbO} = \text{SO}_2 + 3 \text{Pb}$.



El litarjirio descompone todos los sulfuros de este modo, produciéndose plomo i se encuentra que:

- 1 gramo de piritita reducirá alrededor de 10 gramos de plomo;
- 1 gramo de blenda reducirá alrededor de 9 gramos de plomo;
- 1 gramo de galena reducirá alrededor de $2\frac{1}{2}$ gramos de plomo.

Nitro.—Actúa con el ausilio del calor de la manera siguiente:



Se pueden citar tambien como desazufrantes el cianuro i ferrocianuro de *potasio*. El último, fundido con álcalis, produce fierro finísimo que absorbe el azufre.

4.º *Agentes azufrantes.*

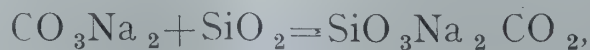
Azufre.

Sulfuros, como las piritas de fierro i galena.

5.º *Flujos.*—Un flujo es una sustancia, que agregada a un cuerpo infusible por sí mismo o difícilmente fusible, produce su fusion. Por ejemplo, si se trata de cuarzo que tiene algo de oro libre, cuya cantidad se quiere determinar, a fin de fundir el cuarzo, que es un ácido, tendremos que calentar a una temperatura mucho mayor de 1064°C , temperatura de fusion del oro, i aun el oro no se separaria bien.

Si, en cambio, agregamos algo de CO_3Na_2 , un flujo básico, al cuarzo molido, formaremos un silicato de sodio, i el oro, debido a su alto peso específico, se separará entónces fácilmente.

El carbonato de sodio es el flujo añadido:



i el silicato de sodio es la escoria formada durante la fusion.

Para determinar qué flujo o flujos hai que agregar a una sustancia, el estudiante deberá recordar que, si el mineral es básico, como la caliza o el óxido

de fierro, se necesitará un flujo que actúe como un ácido, por ejemplo, la sílice o el bórax. Si el mineral es ácido, necesitará un flujo que actúe como base, por ejemplo, el óxido de fierro, la caliza o el litarjirio.

Los siguientes son los principales flujos usados en docimasia:

Litarjirio	Bórax	Nitro
Plomo	Vidrio de bórax	Carbonato de calcio
CO_3Na_2 o CO_3NaH	Sílice	Espato de fluor
CO_3K_2	Argol	Oxido de fierro
	Carbon de leña	CNK
	Harina	

Productos de fusion

En todas las fusiones que el ensayador haga, obtendrá, sea en la escorificación o en la fusion en crisol, un boton de algunos metales, una escoria i posiblemente, ademas, una mata o speiss.

Escoria.—Esta es la materia inútil, sin valor, que proviene del mineral o sustancia que se ha ensayado. Las escorias son ácidas o básicas. Una escoria ácida tiende a ser vidriosa i quebradiza i cuando se funde se puede estirar en hilos largos como la melaza. Si la escoria es básica, es espesa i de aspecto pétreo; cuando se enfria es viscosa; i no se puede estirar en hilos cuando está fundida o cerca del punto de solidificación.

La fusibilidad de las escorias varía mucho. Como regla, la combinacion de varias sustancias produce una escoria o mezcla mas fusible que la producida por la combinacion de dos solamente. Las escorias de las fundiciones de cobre i plomo son esencialmente silicatos de fierro i calcio, o fierro, aluminio i calcio; las de los hornos que producen fierro son silicatos de calcio, magnesio i aluminio.

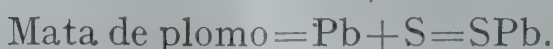
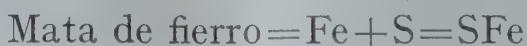
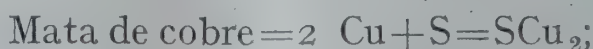
En nuestro trabajo de ensayes la cuestion de la fusibilidad, debe tenerse constantemente presente. Formamos silicatos de sodio o plomo o una combinacion de éstos con varios óxidos i boratos, i aunque muchos silicatos son mui fusibles, otros son completamente infusibles. Una fusion puede por eso ser perfectamente líquida en un horno de crisol, i espesa, llena de glóbulos de plomo en un horno de mufla, en que el calor no es tan alto.

Las escorias deberán ser homogéneas i no deberán contener partículas de sustancias que aparentemente no están descompuestas. Varian en color, segun los flujos usados i los ingredientes del mineral o sustancia. Una escoria roja indica la presencia del óxido cuproso (Cu_2O); el color verde indica la presencia de silicato ferroso. A veces, el color parece depender de la temperatura a que la fusion se ha efectuado.

El peso específico de la escoria debe tomarse en consideración, pues si es mui grande el metal que se desea obtener no se separará pronto.

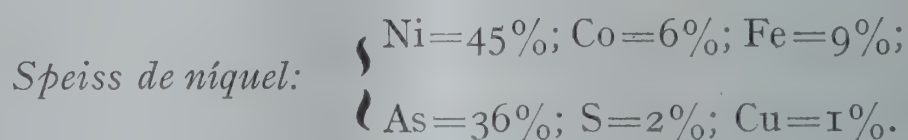
Mata o régulo.—Estos términos tienen un mismo significado.

En Chile se conoce tambien con el nombre de *eje*. Estos nombres se aplican a sulfuros metálicos, formados por la combinacion de los metales con el azufre a temperaturas elevadas.



Speiss.—Este término se aplica a los arseniuros o antimoniuros metálicos, formados en las operaciones de fusion; así, hablamos de un speiss de níquel i cobalto o de un speiss de fierro.

Ejemplo:



Speiss de fierro = As Fe_5 , que contiene 21,12% de As.

Si usamos fierro al ensayar un mineral que contiene arsénico, se encuentra como resultado de la fusion un boton de plomo sobre el cual hai un speiss.

Si se encontraran presentes en la fusion, tanto el metal como el speiss, la mata i la escoria se separarian en este orden, comenzando de abajo.

Es dudosa la condicion en que el arsénico i antimonio se encuentran en el speiss. En jeneral, sucede que aumentando la cantidad de antimonio i arsénico, aumenta tambien el peso específico del speiss.

Hornos i combustibles

En nuestros trabajos de ensaye hacemos uso de dos clases de hornos: la mufla i el horno de crisol. En el último las vasijas de ensayes están en contacto directo con el fuego, mientras que en el primero nó. Estos hornos pueden calentarse con combustible sólido, líquido o gaseoso, cuya eleccion depende en parte del precio i en parte de la localidad.

Las fusiones en crisoles pueden hacerse tambien en la mufla, i hai algunos hornos contruidos en combinacion (mufla i de crisol).

Los combustibles sólidos son carbon de leña, coke, antracita i hulla.

Cualquiera de ellos puede usarse para calentar el horno de mufla; los tres primeros calientan por contacto, el último solo por su llama. Todos, con escepcion de la hulla, se pueden usar en el horno de crisol. Los combustibles gaseosos o líquidos se pueden usar en cualquier horno.

Usando combustible sólido, el horno tiene que alimentarse constantemente; mientras que al usar combustible líquido o gaseoso su cantidad se puede regular i la de calor se puede ajustar mucho mejor.

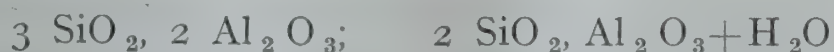
Los hornos mismos pueden hacerse de ladrillos solamente, rodeándolos

con fierro, o se puede hacer una caja de fierro del tamaño i forma deseados, que se reviste interiormente con ladrillos a fuego.

Los hornos de ladrillos, cercados con fierro, están asegurados contra las quebraduras que se producen con la expansion i contraccion constante.

Sustancias refractarias

Arcillas refractarias.—Prácticamente son silicatos de aluminio, i se llaman tambien arcillas a fuego, por su propiedad de resistir altas temperaturas sin ablandarse. Su plasticidad depende de su agua de combinacion:



Su grado de encojimiento es de $2\frac{1}{2}$ a 5 por ciento.

Las impurezas que se encuentran mas comunmente en las arcillas son óxido de fierro, carbonato de calcio i los álcalis, todos los cuales tienden a hacer fusible la arcilla, combinándose con la sílice de la arcilla.

Cuanto mas se aproxime la composicion de la arcilla a la combinacion simple de SiO_2 , i $\text{Al}_2 \text{ O}_3$, tanto mejor parece ser; i cuanto mayor la proporcion de SiO_2 , tanto mas refractaria es.

Ladrillos refractarios (a fuego).—Son hechos con arcilla refractaria i varian no sólo en la composicion sino tambien en la textura del material. Hai ladrillos de grano mui grueso i otros de grano mui fino, segun el uso a que se destinan. Se funden al rededor de 1400° a 1700° C .

Crisoles.—Se hacen de arcillas preparadas, o de mezclas convenientes.

Los crisoles deberán tener las siguientes propiedades:

1. Serán infusibles.
2. Deberán poder soportar cambios repentinos de temperatura.
3. Serán sólo debilmente atacados no sólo por la carga interior sino tambien por las cenizas del combustible exterior.
4. Serán, tanto como sea posible, impermeables a las sustancias fundidas i tambien a los gases.

Los crisoles mas infusibles se hacen de arcillas con alta proporcion de SiO_2 i que contengan sólo pequeñas proporciones de óxido de fierro, cal i álcalis.

Se hacen crisoles de cal, magnesia i alúmina, i son en extremo infusibles, pero sólo se usan para fines especiales.

La infusibilidad, como el poder de soportar cambios repentinos de temperatura, se aumenta por la adicion a la arcilla de ciertas sustancias como cuarzo, grafita, coke i pedernal molido. Estas sustancias no se dilatan ni contraen i forman una especie de amazon infusible del resto del material.

Los crisoles pesados i de grano menudo son los ménos atacados durante la fusion; es decir, el material debe estar finamente molido i no grueso. Es esta

la razon de la superioridad de un crisol como el de Beaufay, respecto del de Hesse.

Los crisoles se prueban; así su resistencia a los óxidos se determina fundiendo litarjirio (PbO) en ellos i anotando el tiempo que resisten ántes que el litarjirio los destruyan i rompan.

La permeabilidad a los líquidos se prueba, llenando el crisol con agua, i observando el tiempo que demora la humedad en aparecer al exterior.

Un crisol de arcilla no se deberá poner directamente sobre carbon caliente. Crujiria i despues podria romperse. Siempre póngase algo de combustible frio sobre el fuego ántes de colocar el crisol o los crisoles sobre él.

A menudo es necesario dar a los crisoles una capa de alguna sustancia para evitar la absorcion por el crisol i tambien para hacerlo ménos activo en la fusion. El cloruro de plata, por ejemplo, penetra rápidamente por los poros de un crisol. Para evitarlo, tómese un crisol nuevo i llénense con una solucion saturada e hirviente de bórax, déjese reposar algunos minutos i váciase en seguida. Póngase el crisol a secar. Se puede tambien fundir en el crisol bórax o vidrio de bórax, moviendo despues el crisol para que toda su superficie interior se vitrifique al ponerse en contacto con el bórax; este barniz no sólo impide que las sustancias penetren en el crisol sino que tambien actúa como la sal, impidiendo que las partículas metálicas se adhieran a las paredes del crisol.

Cuando un crisol no cruje, está sólo ligeramente corroido, i si se limpia por una fusion previa, puede usarse de nuevo. La intensidad de la corrosion depende, en parte, del carácter de la carga; i en parte, de la temperatura de fusion. Con una carga silícea, un crisol ordinario sólo es atacado ligeramente, mientras que si hai bastante litarjirio i la carga es básica, la corrosion será mui notable. Por otra parte, un crisol básico será atacado por una carga silícea.

El tamaño de la mayoría de los crisoles se indica por letras o números puestos en un lado o en el fondo. Cuanto mas alto es el número o mas adelante está la letra en el alfabeto, mas grande es el crisol.

Hai tambien crisoles de grafita.

La grafita es carbon puro, si el mineral mismo no contiene impurezas.

La grafita pura no se funde, ni ablanda, ni experimenta cambios cuando se calienta a temperaturas mui altas en ausencia del oxígeno. Arde mui lentamente cuando se calienta al aire.

Como la grafita no es plástica, se mezcla con arcilla refractaria i despues se pone en moldes. La arcilla actúa como un esqueleto del crisol. Soporta cambios repentinos de temperatura i temperaturas en extremo altas. Cuando se funden óxidos en ellos, se reducen al estado metálico, consumiendo la grafita del crisol. Este, tambien por la corrosion exterior, poco a poco se destruye. Antes de usarlos, deberán estar guardados en lugares secos i sometidos a una temperatura de 120° a 150°C para espulsar la humedad. Cuando se calientan por primera vez, es conveniente colocarlos al fuego en posicion invertida; si nó, están dispuestos a rajarse i a veces a hacer esplosion. Cuando están al rojo se dan vuelta a su posicion natural i quedan listos para recibir la carga.

Un crisol puede resistir de una a treinta o mas fusiones, segun el modo de tratarlos i de las sustancias fundidas en ellos.

Escorificadoras.—Son las vasijas en que se efectúa el proceso de escorificacion en la mufla. Se hacen de arcilla refractaria que se reduce a polvo mas fino que en la manufactura de la mayoría de los crisoles.

Las marcas principales son las de Battersea (inglesa), Beaufay i Freiberg.

Las escorificadoras pueden usarse varias veces, pero como son mui baratas, no podrian pagar la pérdida del ensayo producida por la corrosion i rotura que suelen experimentar ya en la segunda fusion. Si la superficie exterior está áspera i mui corroida no se debe intentar fundir otra vez. Al escorificar un boton de plomo para disminuir su tamaño o para oxidar i escorificar sus impurezas, se deberá agregar una pequeña cantidad de sílice (SiO_2) *despues de la fusion del boton de plomo i de que la «cabalgadura» haya comenzado*. El PbO se combina con ella i de este modo la escorificadora no es atacada i comida tanto.

Copelas.—Se usan para la copelacion de los botones de plomo que contienen plata i oro. Se hacen de huesos de caballos u ovejas i tienen la propiedad de absorber los óxidos de los metales no preciosos. Los huesos se queman hasta que quedan perfectamente blancos, dejando 60% a 70% de ceniza; despues se muelen lo suficiente para que puedan atravesar un tamiz de 40 a 60 mallas por pulgada lineal. La ceniza de hueso queda así preparada para usarla, i consiste principalmente en fosfato de calcio $(\text{PO}_4)_2\text{Ca}_3$, con algo de óxido de calcio (CaO).

Si se comprimen demasiado (las copelas son mui duras) el litarjirio (PbO) será absorbido con mucha lentitud, prolongándose la copelacion, de lo que resulta una pérdida de metales preciosos.

Si son demasiado blandas, son frágiles i el litarjirio puede arrastrar consigo los metales preciosos a la copela.

Estarán bien secas, de preferencia secadas al aire, ántes de usarlas, i cuanto mas tiempo, mejor, i finalmente se calentarán a *toda la temperatura* de la mufla, de modo que se pongan *completamente rojas* ántes de poner el boton de plomo. Si están húmedas i contienen materia orgánica, *proyectan* i arrojan el plomo fundido fuera de la copela, falseando el ensaye. Si el plomo cabe dentro de la copela i ésta es *bastante gruesa*, absorberá su propio peso de PbO . Cuanto mas alta es la temperatura mas atacada es la cópela por el litarjirio.

Las rajaduras o fisuras de las copelas pueden ocasionarse por varias causas. Ocurren con mas probabilidad en una copela blanda que en una dura i en las que están cargadas con mayor cantidad de litarjirio que en las que lo han absorbido en menor cantidad. Un calentamiento demasiado brusco i mucho cobre, pueden causarlas tambien.

Las copelas se pueden usar solo una vez.—La cantidad de plomo absorbida como óxido es de $3/4$ a 1 gramo por minuto. Se ahorrará tiempo i tambien se evitará que se rajen las copelas si se las calienta en el horno mientras se efectúa la escorificacion.

Nunca deben guardarse los botones de plomo en las copelas ántes de usarlas, porque destruyen la superficie. Los botones se colocarán en las copelas sólo cuando éstas estén calientes i listas para la copelacion.

Muflas.—Sirven para la colocacion de las escorificadoras i copelas. Se hacen de arcilla refractaria i de varios tamaños i formas. La mayoría están cerradas en un extremo; pero algunas están abiertas en los dos. Algunas tienen salientes en el interior, en todo el largo de la mufla i mas o ménos a la mitad de la altura. Cuando la mufla está llena de copelas, se pueden colocar piezas de arcilla o falsos fondos de mufla sobre los salientes i las copelas demasiado calientes, disminuyendo así i manteniendo uniforme la temperatura en toda la mufla.

El tiempo que pueden durar depende del modo como se apoyan en el horno i del cuidado con que se usen.

Si se derrama algo en la mufla o se rompe una escorificadora, se deberá inmediatamente sacar la sustancia con un rastrillo, echar ceniza de hueso i sacarla con el rastrillo otra vez. Esto impide que la escoria o el PbO cóma i perfore la mufla. Por fin, estiéndase en el interior una capa de ceniza de hueso.

CAPITULO II

DE LAS MUESTRAS

Muestras rotuladas.—Cada lote o muestra de mineral, esté en barriles, sacos, cajones o botellas, deberá tener marcado un número. Recibida una muestra, lo primero que debe hacerse es apuntar la fecha, nombre, número i demas datos relacionados con ella. Si la muestra no tiene número, se le pondrá uno, para identificarla despues.

Habiendo anotado el número de la muestra, el lugar de que procede, la fecha en que se ha recibido, etc., lo que se debe hacer despues es determinar el peso bruto. Si la muestra está mojada o húmeda se toman 5 a 20 kilogramos para determinar la humedad. El mineral se vacia despues sobre el lugar destinado a tomar la muestra. Se determina el peso de los cajones, sacos o barriles para calcular el peso neto del mineral. Despues se examinará el mineral cuidadosamente para poder deducir todo lo que se pueda respecto de la ganga i de los minerales que contiene, pues esta operacion se hace mejor cuando el mineral está en forma de trozos grandes.

En seguida viene la toma de la muestra o comun, la que se hace por un quebrantamiento gradual i mezcla, efectuándose la toma de la muestra segun el método de pilas cónicas. Todos los productos que procedan de este lote primitivo deberán quedar con su número.

Las partes de las muestras que no se usen para la experiencia o ensaye, se pondrán inmediatamente en sacos, cajones o barriles. Todos los productos, estén en sacos, cajones, etc., se rotularán de algún modo; si nó, están espuestos a confundirse o botarse. Si han de quedar fuera del laboratorio durante cierto tiempo se deberán tapar.

Observando estas pocas precauciones los productos no se pierden, confunden o se impurifican, como sucede a menudo.

Al tratar de esta operacion se darán esplicaciones jenerales sobre los métodos empleados, pero no se darán detalles de cómo debe cortarse un lote o muestra de cierto tamaño o riqueza. No se pueden dar reglas sobre esto i cada lote de mineral es un caso propio.

Creo, sin embargo, que cada muestra final deberá molerse lo suficiente para que pueda pasar por un tamiz de 120 a 140 mallas por pulgada cuadrada a lo ménos. Cuanto mas fina es la muestra tanto mayor es la probabilidad de obtener resultados uniformes. Si hubiera alguna máquina que pudiera hacerlo fácil i rápidamente, sin impurificar la muestra, moleria cada parte final de las muestras a tal grado que pudieran atravesar un tamiz de 300 mallas por pulgada cuadrada. Muchos errores de docimasia i química, como tambien la no uniformidad en los resultados obtenidos en una misma muestra por diferentes analistas, se debe a que la muestra está en trozos demasiado grandes. Enviar muestras o comunes (que no contengan torneaduras o partículas metálicas) que puedan ser pasadas por tamices de 200 mallas, i que no lo han sido, a diferentes ensayadores i químicos a fin de hacer una comparacion de diversos métodos, me parece no sólo una pérdida de tiempo, sino que los resultados que se deducirian serian enteramente erróneos.

Aun mas, cuando se vaya a hacer un trabajo experimental, sobre una muestra dada, asegúrese que su cantidad sea tan grande que se haya eliminado toda posibilidad de error, lo que no sucederia si la muestra fuera mas pequeña.

En toda determinacion de un comun, el estudiante no olvidará las dos siguientes observaciones importantes:

1.^a Que cada operacion que ejecute debe hacerse íntegra i con todo cuidado.

2.^a Que cada pieza del aparato o máquina debe estar limpia i libre de polvo ántes de ser usada.

Siguiendo estas reglas se debe obtener una muestra correcta para el dosaje o análisis; descuidándolas, no sólo se obtienen resultados incorrectos sino que tambien se encuentran sustancias que no se hallaban presentes en el mineral primitivo.

Los comunes o muestras de minerales se pueden hacer de três maneras, cada una de las cuales tiene sus partidarios:

1.^a Haciendo filas i cuarteándolas;

2.^a Automáticamente, por máquinas, aplicable especialmente a sustancias de aparatos de molienda de los que, *todo el chorro* de mineral, despues de salir de las chancadoras o cilindros, se recoje a intervalos.

3.º Automáticamente, por máquinas, tambien aplicable a sustancias de los aparatos de molienda, que solamente toman *una parte del chorro* de mineral constantemente.

En estas Notas se describirá el primer método.

Podemos dividir nuestro material en dos clases:

a) Grandes lotes que contengan mas de 4,000 libras, incluyendo cascajos, placeres i depósitos parecidos.

b) Lotes de 4,000 libras o inferiores.

Clase a) Si el material de esta clase está en montones i en estado fino, se puede tomar un comun exactamente de los modos siguientes:

1.º Haciendo cortes u hoyos en las pilas en cualquier direccion i tomando de 50 a 100 libras de cada uno.

2.º Perforando hoyos en la pila en varias partes con un barreno grande de 2" a 6" de diámetro, unido a un mango largo de fierro.

La sustancia sacada con el barreno se recojerá en un pedazo de jénero.

En ámbos métodos se juntan las partes recojidas en cada hoyo, se mezclan completamente, se toma una muestra i se cuarteá del modo descrito en la clase b.

Si el mineral está en trozos grandes i en masas informes, el mejor modo de tomar el comun es por medio de un cordel, dividido con señales. Este método se usa mucho para minerales de fierro.

Se pone sobre i al rededor de la fila de mineral, en todas direcciones, un cordel de 100 a 200 piés de largo i se toma una parte o todo el mineral que está debajo de cada señal (colocadas a distancia de un pié) del cordel. Cualquiera persona puede hacer esta operacion porque no se presta a dudas. Cuando la muestra se toma elijiendo muestras aquí i allá sobre una pila, es mui difícil obtener un comun exacto, debido a que la opinion de la persona se influencia, a pesar suyo, por la apariencia de los trozos de mineral; i esto es mas cierto todavía cuando la persona conoce los caractéres del mineral cuyo comun va a tomar. Obtenida la muestra se muele i trata como se describe en b.

Si el mineral viene en carros, que jeneralmente contienen de 15 a 30 toneladas, está suelto o ensacado. (Si es rico viene siempre en sacos). Si está en sacos primero se pesa, i si es de baja lei inferior a 100 onzas de plata por tonelada, de cada cinco o diez sacos se separa uno i se lleva a la cancha de las muestras. Si es de alta lei se toma uno cada cinco sacos. Así se obtiene una muestra de 3,000 a 6,000 libras. Si el mineral está suelto en el carro, se hace un espacio en el centro i cada cinco o diez paladas se separa una para la muestra. Si el mineral es rico se separa una palada cada tres, yendo el resto a la cancha del mineral. Esta operacion se repite hasta que la muestra de cada carro alcance a 3,000 o 4,000 libras. Si el mineral está mojado, se toman en esta operacion dos muestras de 5 kilógramos, a lo ménos, para determinar la humedad.

La muestra de mineral, que pesa en este caso de 3,000 a 4,000 libras, i que

representa la cantidad total de mineral recibido en cada carró, se trata como se indica en la clase b.

Si en alguna de las muestras así tomadas, hai trozos de mas de $\frac{3}{4}$ " de tamaño, se muele el total de la muestra.

Antes de moler una nueva muestra hai que asegurarse de que las máquinas estén perfectamente limpias i libres de partículas del lote tratado anteriormente, pues si no se hace esto i el primer mineral era rico, la muestra que se va a moler no tendrá valor.

Clase b) Habiendo molido todo el mineral a un tamaño inferior a $\frac{3}{4}$ " se forma con él una pila circular i se trata segun el método que se esplica aquí.

Por medio de la pala se forma una pila cónica del mineral, echando cada palada sobre la cúspide del cono. Deshágase la pila i vuélvase otra vez a formar, repitiendo esta operacion hasta tener la seguridad de que la mezcla está completamente hecha. Esta pila cónica de 8' ó mas de diámetro i unos $3\frac{1}{2}$ ' de alto se trasforma en un cono truncado de 6" a 12" de alto i se divide en cuartos

Los cuartos a' i a'' se separan; los cuartos x' i x'' se llevan a la cancha del mineral. Los dos cuartos separados se mezclan como ántes, i con ellos se forma un cono, tomando alternativamente una palada de a' i otra a'' ; en seguida se cuartea separando esta vez los cuartos x' i x'' . Se vuelve a formar i cuartear otro cono, mezclando paladas alternadas de x' i x'' . Si la muestra primitiva era de 4,000 libras, esta es ahora de 500 libras. Se muele en cilindros, i se reduce a un tamaño de $\frac{1}{4}$ "; se mezcla i se cuartea otra vez, obteniendo 250 libras. Se tritura otra vez en cilindros i se hace pasar por un tamiz de 8 mallas por pulgada lineal.

Se vuelve a mezclar i a cuartear, obteniendo 125 libras. Estas se muelen i se hacen pasar por un tamiz de 12 mallas por pulgada lineal. La mezcla i cuarteo se repiten hasta obtener una muestra de unas 30 libras. En todos estos cuarteos debe estarse mui atento para recojer las partes finas correspondientes i no dejarlas sobre la cancha para que se reunan con las demas. *Pésese siempre el mineral ántes de tamizarlo.*

Las 30 o mas libras de mineral se pasan por un tamiz de 30 a 40 mallas por pulgada lineal, se cuarteon hasta obtener 2 a 4 lbs. Si la muestra está mui húmeda, se seca a 100°C durante $\frac{3}{4}$ de hora, se pesa i el total se muele en una placa para moler i se pasa despues por un tamiz de 100, 120 o 140 mallas por pulgada lineal.

Pequeñas muestras tomadas a mano, que pesan 600 gramos i ménos, se molerán i pasarán por el tamiz fino.

La mesa de molienda debe estar perfectamente limpia ántes de usarla. Si quedan partículas de oro o plata sobre el tamiz, se pesan, se envuelven en una hoja de plomo químicamente pura (Q. P.), principalmente exenta de plata i oro, i se copela. El boton resultante se pesa i se determina el oro.

Si se sospecha que las partículas son sólo de oro, el residuo se envuelve en una hoja de plomo Q. P. añadiendo un poco de plata, se copela despues i se determina el oro.

Conociéndose estos pesos i el mineral ántes de pasarlo por el tamiz, se puede calcular el número de gramos por tonelada i se añade al ensaye del mineral que pasa por el tamiz.

CAPITULO III

ENSAYE DE LA PLATA EN LOS MINERALES

Los minerales que contienen plata se pueden ensayar por via seca, de dos modos diferentes:

1.º Por el método de escorificacion.

2.º Por el método en crisol.

En ámbos casos se tiene en vista:

1.º La adicion de algunos flujos para combinarse con la ganga del mineral e impurezas, produciendo una escoria exenta de metales preciosos

2.º Mezclar plomo granulado ó litarjirio con el mineral, por medio de lo que la plata i el oro se reunen i alean con el plomo;

3.º Separar la plata i el oro del plomo por copelacion;

La plata en los minerales puede ser nativa o presentarse como minerales verdaderos de plata, es decir, con una composicion definida como la cerarguiritita (Cl Ag) con 75,26% de plata, la arjentita (S Ag_2) con 87,1% de plata, etc., pero en la mayoría de los minerales se deriva de minerales arjentíferos como la galena, blenda, pirita, cerusa, etc., presentándose en ganga cuarzosa, calcárea, de pórfido, pizarra, granito. etc.

Método por escorificacion

Es el mas sencillo de los métodos i se adapta a la mayoría de los minerales, como tambien a las matas i minerales de cobre, minerales ricos en antimonio, zinc i otras sustancias parecidas. Es un proceso de oxidacion i las impurezas (Cu , Sb , Zn) se oxidan por el aire o por el litarjirio formado en el proceso, i se volatilizan como óxidos o pasan a la escoria.

En el proceso en el crisol, el Cu , Sb , Zn , que hai que eliminar, suelen ser reducidos i pasan al boton de plomo, i tienen que ser despues separados.

Minerales ordinarios.—El procedimiento es el siguiente: Pésese cuidadosamente una porcion de mineral de 2,5 gramos en la balanza de pulpa; colóquense en una escorificadora. En la balanza de flujos pésense 30 gramos de plomo granulado i aproximadamente la mitad mézclese con el mineral en la escorificadora, colocando la otra mitad encima. Agréguese despues alrededor de

1 gramo de vidrio de bórax. La escorificadora se coloca ahora en la mufla con las tenazas especiales. La mufla deberá estar muy caliente.

Período de fusión.—La puerta de la mufla se *mantendrá cerrada por algún tiempo*, a fin de que se funda el contenido de la escorificadora.

Período de tuesta.—Se abre la puerta de la mufla para que entre el aire. El mineral i el plomo están perfectamente fundidos o algunas pequeñas partículas de mineral flotan en el baño. Se dejará entrar gran cantidad de aire para tostar i oxidar las impurezas del mineral, para oxidar el plomo a fin de obtener litarjirio. Este i el aire son los agentes de descomposición por medio de los que se oxidan i volatilizan sustancias como el As i Sb, o pasan a la escoria.

Período de escorificación.—Metales como el Cu i Zn van a la escoria i en parte también al botón de plomo. El azufre de los sulfuros se oxida a SO_2 i se volatiliza.

Si el contenido de la escorificadora no es perfectamente líquido i no presenta una superficie limpia de plomo, el ensaye necesita mas calor, mas bórax o mas plomo.

Si el ensaye está en buenas condiciones durante la tuesta i escorificación, el litarjirio formado se combina con la ganga del mineral i con el material de la escorificadora. La escoria formada va a la circunferencia de la escorificadora, quedando en el interior una superficie de plomo llamada *ojo*.

La escoria aumenta poco a poco, el ojo de plomo se achica mas i mas i al fin la escoria cubre por completo al plomo.

El período de escorificación ha terminado. El mineral debe haberse descompuesto completamente i la escoria debe estar pobre o libre de plata, que se recoje junto con el oro en el botón de plomo.

Período de licuefacción.—Ciérrase la puerta de la mufla i aumentese el calor unos pocos minutos para licuar bien la sustancia a fin de vaciarla con facilidad. Viértase el contenido en un molde que ha sido frotado con tiza, óxido de fierro o aceite, *previamente calentado i seco*. La superficie interior de la escorificadora será limpia i no quedarán trozos de mineral o de sustancia no descompuesta.

Una vez fría, quíbrese la escoria, que deberá estar exenta de partículas de plomo. Golpéese el plomo hasta darle la forma de cubo i pésese en la balanza de flujo. Si el plomo es pesado i maleable, está listo para la copelación. Si es quebradizo i duro, puede contener impurezas que deben eliminarse por una reescorificación, agregando cierta cantidad de plomo granulado.

Los botones quebradizos pueden contener Cu, As, Sb, Zn, S, PbO, o una aleación rica de Pb i Ag o Pb i Au. Los botones duros pueden contener Cu, Sb, o una aleación rica.

Lo esencial en este proceso de escorificación es:

Calor.—Plomo granulado.—Aire.

Accesorios son:—Vidrio de bórax i sílice.

Las variables son:—Vidrio de bórax.—Silice.—Plomo granulado.—Temperatura, tamaño, profundidad i diámetro de la escorificadora.

A fin de evitar una pérdida grande de plata i oro en la escoria no deberá ésta contener oxisulfuros.

Algunos minerales no necesitan adicion de vidrio de bórax, otros necesitan gran cantidad. Una pequeña cantidad no perjudica, *pero una gran cantidad puede cubrir todo el plomo ántes que el mineral haya sido descompuesto, no pudiéndose así efectuar el ensaye.*

El vidrio de bórax actúa como un flujo ácido i es especialmente útil para disolver al combinarse con los óxidos formados en la escorificacion.

Minerales que contienen mucha cal, zinc i arsénico, necesitan gran cantidad.

Minerales sulfurados, pesados, concentrados, o con poca ganga, necesitan la adicion de sílice para ocupar su lugar.

En jeneral 2,5 gramos de mineral necesitan 30 a 40 gramos de plomo granulado i un poco de bórax. Los siguientes minerales necesitan una cantidad mucho mayor:

Necesitan 2,5 gramos de mineral:

	Plomo	Calor	Vidrio de bórax	Sílice
Minerales de antimonio.....	50—60 gr.	Alto	3 a 7 gr.	—
Minerales de arsénico.....	60 »	»	»	»
Minerales de cobalto i níquel.....	65 »	»	»	»
Matas de cobre.....	70—90 »	Mui bajo	1 a 1½	»
Minerales de cobre.....	60—70 »	»	»	»
Galena.....	40—45 »	Medio	2 a 3	»
Matas de plomo.....	50 »	Bajo	1—2	»
Speiss de plomo.....	60 »	Alto	»	»
Minerales de manganeso.....	50 »	Medio	2 a 3	»
Pirita (S ₂ Fe).....	45—50 »	»	»	»
Minerales de estaño.....	60—70 »	Alto	»	»
Minerales de zinc.....	60 »	»	3 a 5	»
Necesita 1,0 gramo: Speiss de hierro.....	70 »	»	5 a 7	»

Muchos de los anteriores, especialmente los minerales de cobre i níquel, necesitan dos o mas escorificaciones ántes de que el boton se pueda copelar.

Una parte de cobre necesita 10½ partes de plomo para oxidarse i ser llevado a la escoria o absorbido por la copela.

El peso del boton, despues de la escorificacion, depende de la ganga del mineral, de la cantidad de plomo, de vidrio de bórax, de la SiO₂ usada, del tamaño de la escorificadora i de su posicion en la mufla.

El boton de plomo no deberá pesar ménos de 10 a 12 gramos.

Botones que pesan mas de 30 gramos deben ser reescorificados por si contienen impurezas i porque son mui grandes para la copela. Colóquese la escorificadora en la mufla i caliéntese a la temperatura de escorificacion, agregando en seguida el boton de plomo; despues que la sustancia se ha fundido agréguese algo de SiO_2 para ayudar a la escorificacion del litarjirio que se forma. La escoria consiste en silicatos i óxidos de plomo i de las impurezas que éste contiene. Cuando el plomo tiene cobre agréguese plomo granulado, hasta obtener 60 gramos. El cobre se oxida por el PbO i SiO_2 i es mejor una temperatura baja. A veces se necesitan tres o mas escorificaciones para obtener un boton puro de plomo. Si se copela no estando puro, el boton se solidifica i el ensaye se pierde.

Un gran boton de plomo, puro, que se ha escorificado para disminuir su peso es a menudo quebradizo, debido a que contiene PbO formado en la segunda escorificacion.

Copelacion

El boton de plomo obtenido en la escorificacion, que será pesado, maleable i de la forma de un cubo con aristas i vértices truncados, no pesando mas de 30 gramos, está listo para ser copelado. Tendrá todo el oro, plata i el grupo del platino del mineral; la operacion siguiente es la oxidacion del plomo a litarjirio que es absorbido por la copela, quedando sobre ésta, el oro, plata i metales del grupo del platino. *La copela debe calentarse primero en el extremo de la mufla i despues mas i mas adentro, hasta que tome la mayor temperatura del horno.* Cuando está roja completamente se pone el boton de plomo en ella, i cuando hai varias copelas en el horno se cargan primero las del frente.

La copela deberá pesar mas que el boton de plomo i deberá poderlo contener sin que rebalse el plomo fundido.

Se cierra la puerta de la mufla i se funden los botones, tan pronto como se pueda. Cuando esto ha sucedido i empieza formarse el PbO , es decir, cuando el plomo está limpio en su superficie, se abre la puerta de la mufla i baja la temperatura. La temperatura es mui inferior a la de escorificacion. *Si es exactamente la conveniente (625° C. a 775° C) se forman cristales de PbO en el rededor interior de la superficie de la copela o frente al lado mas frio, sobre el boton.*

Si la temperatura es mui alta, no se forman cristales de litarjirio; la copela entera parece mui caliente i el color del litarjirio, absorbido por la copela apenas se nota.

Sobre 775° C la plata se volatiliza rápidamente. A 925° C la pérdida es 3 a 4% i a 1,000° C mas de 4%. Si la temperatura es mui baja, la copela toma color oscuro i se enfría; se empieza a formar una capa de litarjirio sobre el boton de plomo i éste cesa de oxidarse, se enfría i el ensaye es sin valor.

El boton de plomo se oxida poco a poco por el aire, i el 90% a 95% del litarjirio se absorbe por la copela; el resto se escapa como óxido que despues

se transforma en carbonato de plomo con el exceso de aire. A medida que el boton se achica se redondea mas i mas i las manchas del litarjirio aumentan en la copela. Esto indica que el boton está próximo al «relámpago» *i el calor deberá elevarse, o la copela se introducirá mas en el horno*. Cuando las últimas partes del litarjirio se escapan del boton, se ve un brillante juego de colores i el boton parece que se ajita i revuelve. Cuando desaparecen los colores, el boton se vuelve pesado i despues de unos segundos brilla mostrando el color de la plata. La última parte del proceso de la copelacion se llama «el relámpago».

La copela no se saca de la mufla hasta que el boton esté solidificado. Cuando el boton se solidifica otra vez, brilla o reluce. Un buen boton se separa fácilmente de la copela i tiene lustre de plata; es redondo si es pequeño, i hemisférico si largo, blanco opaco en el fondo. *Los botones grandes se retirarán lentamente i se cubrirán con una copela caliente, a fin de evitar la «vejetacion»*.

Los botones de plata que contienen mucho oro, raras veces, casi nunca, vejetan.

La vejetacion se debe a que del boton se desprende rápidamente el oxígeno que ha absorbido en la copelacion.

Los botones que han vejetado, como los que se han enfriado, se rechazarán, pues dan resultados mas bajos aun si se copelan otra vez con plomo o carbon, o con ámbos. Una copela, *con tal que su cavidad sea bastante grande*, absorberá su propio peso de litarjirio.

El calor en la copelacion será siempre inferior al de la escorificacion, pero en el caso de botones grandes o de botones de oro, se aumentará en el período del relámpago, a fin de mantener la plata o el oro fundidos, mientras los ultimos restos del plomo i litarjirio se absorben.

Cuando el grano está frio se toma con las pinzas para botones, se limpia con un pequeño cepillo. Si no queda limpio, se golpea con un martillo sobre un pequeño yunque i se limpia otra vez. *El boton que debe estar frio, está listo para pesarse* i el resultado se espresa en diez milésimos (D. M.) o gramos por tonelada.

Se usará una balanza sensible a $\frac{1}{100}$ de milígramo.

La pérdida principal de plata tiene lugar en la copelacion.

La Ag i el Au no se oxida en la copelacion; pero una parte es arrastrada a la copela por el PbO i otra volatilizada con el PbO.

Estas pérdidas dependen del calor usado, de la testura de la copela i del tamaño del boton de plomo. La pérdida en la copelacion se puede determinar copelando con plomo el grano obtenido i volviéndolo a pesar: la pérdida de peso es la correccion.

Los granos que contienen plata i oro, cuando se copelan a una temperatura demasiado baja, cerca del fin de la copelacion, del relámpago, en vez de continuar copelándose, se achatan, produciéndose un grano gris. Esto se debe a la presencia de unos 8% a 12% de plomo. Estos botones deberán volverse a copelar con plomo.

Botones de esta clase no deben confundirse con los que tienen una fuerte

proporcion de platino, que se achatan i tienen un aspecto parecido. Copelaciones repetidas no cambian el aspecto de estos botones.

Cuando hai platino en pequeña cantidad, el grano de plomo es áspero, irregular i se necesita una alta temperatura para terminar la copelacion.

MÉTODO EN EL CRISOL

Horno de crisol o de viento; combustible: coke.

El objeto aquí, como en el método por escorificacion, es formar una escoria con la ganga del mineral i reunir los metales preciosos por medio del plomo, que se copela despues.

En el método por escorificacion los flujos principales son plomo i vidrio de bórax, con adición de sílice en algunos casos i a veces tambien de soda.

El acceso libre del aire produce una atmósfera oxidante. En el proceso en el crisol, por otra parte, aunque se hace uso de agentes oxidantes, tales como el litarjirio (PbO) i el nitro (NO_3K), se usan en jeneral agentes reductores, i estando el crisol cubierto, la atmósfera es reductora.

FLUJOS I REACTIVOS

Los principales flujos i agentes de descomposicion usados, son los siguientes:

El carbonato de sodio i el carbonato de potasio son los flujos mas importantes. El bicarbonato de sodio se puede usar en vez del carbonato neutro, porque aquel se descompone por el calor en carbonato:



Ambos carbonatos actúan como flujos básicos combinándose con la sílice para formar silicato del álcali con desprendimiento del CO_2 . Este gas tiende a hacerlos oxidantes.

Ambos silicatos forman compuestos fusibles con muchos óxidos metálicos, pero los compuestos no son estables i son fácilmente destruidos por la presencia del carbon. Considero el carbonato de sodio como uno de los flujos mas importantes, si no el principal en ensayos de minerales sulfurados en el crisol. Descompone estos sulfuros con reduccion, en el caso de la galena, a plomo.



Si se calienta en un vaso cerrado $2 \text{ C} + \text{CO}_3 \text{ Na}_2$, tenemos $2 \text{ Na} + 3 \text{ CO}$, o $2 \text{ CO}_3 \text{ Na}_2 + \text{C} = 3 \text{ CO}_2 + 4 \text{ Na}$



La cantidad de Pb producida depende de la cantidad de álcali usada.

Ambos carbonatos pueden usarse indiferentemente, pero el de sodio debe preferirse por ser mas barato i ménos delicuescente. La mezcla de los carbonatos es mas fusible que cada uno solo. El bicarbonato de sodio es mas jeneralmente usado por estar exento de sulfatos.

Bórax o biborato de sodio ($2\text{B}_2\text{O}_3$, Na_2O , o $\text{B}_4\text{O}_7\text{Na}_2 + 10\text{H}_2\text{O}$).—Es un excelente flujo universal. No es oxidante ni desulfurante, pero forma compuestos fusibles con todas las bases i se funde i combina con la mayoría de los óxidos metálicos. Debido a la presencia de ácido bórico actúa como flujo ácido, pero no es tan fuerte como el SiO_2 . Gran cantidad en la fusion, como la SiO_2 la hace espesa. Puede usarse en forma de biborato de sodio, pero debido a su gran cantidad de agua (47,2%) que produce un considerable aumento de volúmen en el crisol o escorificadora, es mejor usar vidrio de bórax.

Vidrio de bórax. Es el bórax fundido, vertido en moldes i quebrantado en pedacitos. Es casi doblemente mas activo que el bórax ordinario.

Litarjirio, PbO ($\text{Pb} = 92,86\%$, $\text{O} = 7,14\%$).—Es un agente poderoso de oxidacion; oxida todos los metales, escepto el Au i Ag i los sulfuros i sulfosales. Es un flujo universal que forma compuestos fusibles con las bases i se combina con la SiO_2 formando silicatos de plomo de diversa fusibilidad, segun la proporcion de PbO i SiO_2 . El fierro metálico sustituye al plomo en los silicatos, parcial o totalmente.

Aunque el PbO es una base fuerte, forma compuestos fusibles con óxidos infusibles por sí mismos. En el ensaye al crisol, aunque actúa como flujo, su uso principal es suministrar el plomo para alearse i reunirse con los metales preciosos del mineral. En contacto con el carbon, materia orgánica, sulfuros metálicos o fierro, se reduce a plomo metálico que arrastra el Au i Ag.

Fierro.—Es un agente desulfurante i separa el azufre de los sulfuros de Pb, Ag, Hg, Bi, Zn, Sb i Sn en parte del de Cu. Tambien reduce el PbO a Pb i precipita Pb de sus silicatos.

Carbon de madera, argol, crema de tártaro, azúcar, almidon, harina. (Poder reductor (P. R., alrededor de 15).—Todos son agentes reductores. Se usan en el ensaye en crisol para reducir el PbO a Pb. Tienen diferentes poderes reductores, i algunos ensayadores prefieren unos a otros. El carbon de madera es infusible i no se combina con los flujos; una gran cantidad hace la sustancia espesa e infusible. La harina se consigue fácilmente i por eso se usa mui a menudo. Prefiero el argol o la crema de tártaro, porque al calentarla desprende carburos de hidrógeno, CO, CO_3K_2 , KOH i carbon finamente dividido, i por este motivo actúa como flujo i agente reductor. Se le hace la objecion de que hace hervir excesivamente a la fusion.

Nitrato de potasio i nitrato de sodio.—Son poderosos agentes oxidantes.

Funden sin alteracion a una temperatura inferior al rojo, pero calentados a mayor temperatura desprenden oxígeno, descomponiendo los sulfuros, arseniuros etc, en el mineral. Oxidan mui lentamente al Pb a no ser que esté finamente dividido i suspendido en la masa fundida.

Sílice. (SiO_2).—Es un fuerte flujo ácido. Se usa cuando las bases en el mineral están en exceso o cuando falta la ganga, i tambien para proteger las escorificadoras i crisoles de la accion del litarjirio.

Vidrio.—Es el vidrio ordinario de ventana. Es ya silicato de álcalis, cal, plomo, o de todos ellos, i su influencia en la fusion no es tan marcada como la de la sílice. Su uso en el crisol se recomienda para los principiantes, porque parece actuar facilitando la fusion i es ventajoso en la fusion de arenas negras de concentracion. Un exceso no es perjudicial.

Espato de fluor ($\text{F}_2 \text{Ca}$).—El flujo mas excelente para la barita o espato pesado.

Sal (ClNa).—Se usa para cubrir las cargas i resguardarlas del aire, i para limpiar la superficie interior de los crisoles.

ENSAYE DE LOS REACTIVOS

Una de las primeras cosas que debe hacer un ensayador es probar la pureza de sus reactivos. El plomo i litarjirio deben estar exentos de Ag i Au, pero esta pureza solo se consigue con una refina especial. Como el Au se puede separar mas fácilmente que la Ag, el Au se encuentra con ménos frecuencia que la Ag. Algunos litarjirios i plomos comerciales contienen considerable cantidad de Ag i a veces de Au, por eso es necesario ensayar cada lote recibido, tomando una muestra como en un mineral.

Plomo granulado.—Si no se encuentra en el comercio, se hace fundiendo plomo a una temperatura tan baja como se pueda, echándolo en un cajon i sacudiéndolo lentamente en direccion horizontal hasta que principie a solidificarse; se sacude entónces rápidamente hasta que se granule. Se tamiza en seguida i se refunde el residuo sobre el tamiz. Puede hacerse tambien soplando vapor sobre un chorro de plomo fundido.

Ensaye por plata i oro.—Escorifíquense 3 o 4 porciones de 100 a 150 gramos. Si es necesario, reescorifíquense los botones resultantes hasta que tengan el tamaño conveniente para la copelacion. Pésese el grano de metales preciosos i determínese el oro.

Litarjirio.—Ensaye por oro i plata.—100 a 150 gramos de PbO se mezclan con argol u otro reductor para obtener unos 30 gramos de plomo, con unos 10 gramos de vidrio de bórax i 20 gramos de soda, para facilitar la fusion, cubriéndose la carga con sal. El plomo reducido arrastra toda la plata i el oro de la cantidad total de litarjirio usada. Pésese el grano i determínese la cantidad de oro.

Poder oxidante del nitro.—Se determina fundiéndolo con un mineral o cuerpo (carbon, harina), de *poder reductor conocido*.

He aquí dos ejemplos:

	S ₂ Fe			
	Calcopiríta		Harina	
Mineral o sustancia reductora, gramos.....	2	3	1	2
CO ₃ Na H (bicarbonato).....	2	3	...	...
PbO (litarjirio).....	90	90	90	90
NO ₃ K (nitro).....	...	4	...	4
B ₄ O ₇ Na ₂ (vidrio de bórax).....	2	5	5	5
	Capa de sal		Capa de sal	
Plomo, gramos.....	18	9, 2	11,2	5
Poder reductor (P. R) (por gramo).....	9		11,2	
Plomo oxidado por 4 gr. NO ₃ K.....	27-9, 2		22,4-5	
	=17, 8		=17, 4	
Poder oxidante (P. O.) (por gramo).....	4,45		4,35	
Promedio.....			4,4	

Ajentes reductores (Carbon de madera i argol).—Ensaye del poder reductor (P. R).

Mézclense en el crisol en el orden dado los siguientes cuerpos:

PbO.....	60	gramos	PbO.....	60	gramos
Co ₃ NaH.....	3	»	CO ₃ NaH.....	3	»
Argol.....	3	»	Carbon de made		
			ra.....	1	»
SiO ₂	2	»	SiO ₂	2	»
o vidrio.....	5-10	»	o vidrio.....	5-10	»
Capa de sal			Capa de sal		

El argol i carbon se pesan en la balanza de pulpa, lo demas, en la de flujo. Cúbrase el crisol en el horno, a fin de que no caiga coke. Despues que ha cesado la ebullicion, la reaccion $2\text{ Pb O} + \text{C} = \text{Pb C} + \text{O}_2$, ha terminado. El boton de plomo se puede obtener, rompiendo el crisol frio, o vertiendo el contenido fundido sobre un molde. Supóngase que los botones de plomo pesen 29 gramos el obtenido con carbon i 24 el obtenido con argol; el poder reductor

del primero será, entónces, 29 gramos, i el del segundo, 8 gramos. El exceso de litarjirio queda como tal o como silicato de plomo.

ENSAYE DE MINERALES

La ventaja principal del «método en crisol» para ensayos de plata i oro es que se pueden usar grandes cantidades de mineral. Por eso se aplica bien a minerales pobres en oro i plata, a minerales de ganga refractaria como cal, barita, que necesitan mucho bórax o vidrio, etc., para fundirlos en la escorificadora, a minerales como el cloruro de plata que salta en la escorificadora. Evítese en lo posible usar el «método en crisol» con minerales que contienen gran cantidad de cobre, antimonio i metales parecidos que pueden ser reducidos i arrastrados así al boton de plomo, haciéndose necesaria una escorificación.

Dividiremos los minerales, para este método, en dos clases:

I clase.—Minerales silicosos, con óxido i carbonatos, o que no contienen sulfuros, arseniuros, etc., o sea, minerales que no tienen poder reductor.

II clase.—Minerales que llevan sulfuros, arseniuro, materia orgánica, etc., es decir, minerales con poder reductor.

I clase.—Se ensayarán segun el siguiente plan (El crisol se llenará solo hasta los $2/3$):

Mineral silicoso

Mézclense en el crisol:

Mineral.....	10	gramos	10	gramos
Bicarbonato de sodio.....	30	»	15	»
Bórax.....	0,3	»	0,5	»
Litarjirio.....	30	»	60	»
Argol.....	$3\frac{1}{4}$	»	$3\frac{1}{4}$	»

Capa de sal

Poder reductor del argol: 8

La fusion produce un boton de 26 gramos de plomo. Los flujos se pesan primero i se ponen en el crisol i el mineral al fin. La mezcla se comprime dando algunos golpes al crisol sobre su base i despues se pone la capa de sal.

Si el mineral contiene mucha cal u óxidos metálicos, se aumentará la cantidad de bórax o se agregará sílice. Si hai sulfato de bario debe agregarse fluospató, bórax o sílice. Si hai mucho Fe_2O_3 o Mn_2O_3 (oxidantes) debe agregarse mayor cantidad de agente reductor si no se conoce el poder oxidante del mineral.

Cargas para diversas clases de gangas:

	Ganga calcárea:		SiO ₂ +Fe ₂ O ₃ P. O.= $\frac{1}{2}$	Ganga: silicato		
Mineral.....	10	gr.	10	gr.	10	gr.
Bicarbonato de sodio.....	15	»	15	»	30	»
Bórax.....	10	»	10	»	10	»
Litarjirio.....	60	»	60	»	40	»
Argol (P. R.=8).....	3 $\frac{1}{4}$	»	4	»	3	»
Sílice.....	2	»	—	»	5	»

Capa de sal

Fusion en el horno de viento.—Instrucciones jenerales.—Se pone combustible nuevo sobre el fuego i los crisoles se colocan en seguida. Se tapan los crisoles i se rodean de combustible; se quita el registro del horno i el contenido de los crisoles se funde lentamente. Cuando empieza la fusion disminúyase el tiraje del horno para que la fusion se efectúe poco a poco, a fin de evitar que hierva demasiado i de que queden partículas de plomo i mineral adheridas a las partes superiores del crisol. Cesada la ebullicion hágase jirar el crisol con las tenazas, i despues auméntese el calor hasta que la fusion quede tranquila, digamos 30 a 55 minutos. Como regla, cuanto mayor es la cantidad de sulfuros mas dura es la fusion. La magnetita i otros minerales refractarios necesita mucho tiempo i alta temperatura para fundirse. Terminada la fusion sáquese el crisol con las tenazas especiales i viértase el contenido en moldes que han sido frotados con yeso, tiza, etc., i calentados. Una vez frio, se saca el boton de plomo que debe ser pesado i maleable. Golpéese con el martillo, dándole la forma de un cubo. Pése en la balanza de flujos, con aproximacion de un gramo. Si el boton es duro i quebradizo se deberá escorificar ántes de la copelacion. Una escoria roja indica óxido cuproso (Cu₂O); si la capa de sal es azul, tambien hai cobre, debido al sulfato (SO₄Cu) o cloruro. El boton adherirá débilmente a la escoria. Un boton que se desprende de la escoria indica mucho calor o una fusion mui prolongada. Si hai una mata entre el boton i la escoria, esto indica que la fusion ha sido corta e imperfecta. Botones duros tienen cobre o antimonio o ámbos. Botones quebradizos pueden contener Cu, Sb, As, Zn, S, PbO o puede ser una aleacion rica de Pb i Ag o Pb i Au.

El boton de plomo se copela si pesa ménos de 30 gramos. Si pesa mas, o contiene impurezas, se escorifica primero. Se copela del modo ordinario. El boton de plata se pesa haciendo la correccion por la Ag contenida en el PbO usado, i el resultado se espresa en diez milésimos (D. M.) o gramos por tonelada (de 1 000 kgs.)

Fusion en la mufla.—(Véanse los ensayos de plomo a fin de aprender el modo de conducir la fusion en la mufla). Actualmente la mayoría de los ensayos se hacen en la mufla i nó en el horno de viento. Desde que se han introducido los hornos de petróleo i gasolina o su combinacion, se funde indistinta-

mente en los hornos de crisol o muflas. El primero tiene la ventaja, cuando se calienta con combustible sólido, de que se puede obtener una temperatura mucho mas elevada que en la mufla. La fusion en la mufla dura alrededor de una hora. La carga del crisol no deberá hervir demasiado i fundirá fácilmente. Por esto se pondrá bastante litarjirio i poca soda, usándose vidrio de bórax en vez de bórax.

II clase. Minerales con sulfuros, arseniuros o materia orgánica, o sea con poder reductor).—El ensaye en crisol se hace determinando previamente el poder reductor i haciendo despues el ensaye por una fusion corriente.

Poder reductor de los minerales.—En la fusion del ensaye la cantidad de bicarbonato de sodio usada es igual a la de mineral, o doble; en la fusion preliminar mantendremos esta relacion. Pésense los flujos primero i mézclense en el crisol con el mineral que se pone arriba.

Tómese de 2 a 10 gramos de mineral segun si la cantidad de sulfuros es grande o pequeña; mézclense con 80 gramos de litarjirio i con una cantidad de bicarbonato de sodio igual o doble a la de mineral. Condúzcase la fusion como al determinar el poder del P. R. del argol i carbon de madera, ya descrita. Fúndase 10 a 15 minutos a alta temperatura. Si 5 gramos de mineral producen 5,5 gramos de plomo, el P. R. es 1,1.

El P. R. obtenido varia con las diferentes condiciones en que se efectúa el ensaye, temperatura, cantidad de flujos, etc., i por eso debe hacerse en condiciones análogas a las del ensaye del mineral.

Fusion del mineral.—(Horno de viento). Se conduce la fusion como se ha descrito en la I clase, teniendo cuidado especial si hai mucho nitro en la carga. La cantidad de nitro i argol que hai que agregar deberá calcularse para cada caso.

Por ejemplo, si el poder reductor del mineral es 0,9 en el caso 1, i 4 en el caso 2, las cargas serán:

	Núm. 1	Núm. 2
Mineral.....	10	10
Bicarbonato de sodio.....	15	15
Bórax.....	5	5
Litarjirio.....	60	100
Argol (P. R. =8)	1½	—
Nitro (P. O=4,3)	—	7
Vidrio.....	—	10

Capa de sal

Fusion en la mufla.—En muchos minerales de la II clase el uso obligado del nitro produce efervescencia que puede hacer rebalsar el crisol.

Tamaño de los botones de plomo.—Deberá ser en la fusion en crisol de 25 a 30 grs. Los botones mas chicos suelen no reunir todo el metal precioso.

Metodos especiales

Minerales con mucho cobre i antimonio (matas de cobre) pueden producir cobre i antimonio que pasa al boton de plomo. A fin de evitarlo se agrega un gran exceso de litarjirio, unos 150 gramos para 10 o 15 gramos de mineral. Habrá tambien sílice o bórax suficiente para escorificar los metales. Se pueden ensayar así unos 10 gramos de matas de cobre, cantidad mucho mayor que en el método de escorificacion, lo que es ventajoso si la mata es pobre.

Si el mineral tiene poder oxidante, debe determinarse.

CAPÍTULO IV

ENSAYE DEL ORO EN LOS MINERALES

Debe tenerse presente que al ensayar minerales de oro, se opera sobre sustancias relativamente mui pobres en este metal. Minerales que tienen 1 gramo por tonelada ó 0,1 de cien milésimo (C. M.) suelen ser provechosos.

Por eso, en el ensaye debe procederse con mucha exactitud; debe operarse sobre cantidades de mineral mayores que en los ensayos de plata i plomo; es necesario, ademas, que la muestra esté finamente pulverizada, pasando por tamices de 50 mallas por centímetro lineal.

Los minerales que tienen plata pueden tambien tener oro.

Por regla jeneral, el oro se presenta en las venas de cuarzo, en las pizarras, granitos, gneisses i sienitas. Se presenta en estado nativo i asociado con sulfuros, piritas i arsenopiritas, galenas, calcopiritas i blendas.

Hai tambien minerales mui ricos en oro, como los telururos de plata i oro que tienen de 30% a 60% de oro.

El ensaye se compone de las operaciones siguientes:

- 1.^a Reunion del oro i plata del mineral por medio del plomo en el método de escorificacion, i del litarjirio, reducido a plomo, en la fundicion en crisol. La ganga e impurezas del mineral van a la escoria;
- 2.^a Copelacion del boton de plomo resultante;
- 3.^a Peso del grano de Au+Ag, si hai que determinar la Ag;
- 4.^a Incuartacion del grano si es necesario;
- 5.^a Tratamiento del boton con NO_3H o SO_4H_2 , lavado con H_2O , i colocacion del oro en un crisol de porcelana;
- 6.^a Secamiento, calentamiento i pesada del oro.

Los minerales de oro pueden dividirse en varias clases:

I clase.—Minerales sin sulfuros, arseniuros o materias reductoras de la ganga.

II clase.—Minerales con sulfuros, arseniuros, etc., en la ganga, o con poder reductor.

III clase.—Minerales telurados.

Métodos que pueden usarse en el ensaye

I clase. (Método por escorificacion). A.—No se usará este método sino cuando sea necesario; por ejemplo, en el caso de cobre en lingotes o en barras o de sustancias ricas en cobre, i sustancias parecidas no apropiadas para el ensaye en crisol. La pérdida de oro es mayor en la escorificacion que en la copelacion. Si hai que seguir este método tómese 2,5 gramos i procédase como se describe en el ensaye de las matas de cobre. Si el mineral es pobre hai que tomar 5 o mas porciones, que al fin se juntan para determinar el oro en el total.

I clase. (Método en el crisol). B.—Puede efectuarse el ensaye en el horno de viento o en la mufla. Tiene la gran ventaja sobre la escorificacion de que se puede tomar una cantidad mayor de mineral, por ejemplo, 25 gramos.

Como en el ensaye de plata, los flujos activos estarán en la proporcion del mineral tomado.

El ensaye se efectúa en crisoles mas grandes, como se ha descrito para los ensayes de plata.

He aquí algunas cargas:

	Mineral silicoso	Mineral calizo	Mineral con Fe ₂ O ₃ nativo o de la tuesta del S ₂ Fe	Mineral con 12% de cobre
	gramos	gramos	gramos	gramos
Mineral.....	25	25	25	12,5
Bicarbonato de sodio.....	60	40	40	15
Bórax.....	5	15 a 25	20	10
Litarjirio.....	30	30	30	100
Argol (P. R=10).....	2½	2½	7 (1)	2½
Sílice.....		5	4	3
	Capa	de sal.		

Fusion en la mufla.—Se efectúa como en el ensaye de plata.

II clase (Método en crisol). Método C.—Escorifíquese i trátese como en I clase, A, método especial para las matas de cobre.

(1) El Fe₂ O₃ es oxidante i oxida algo del argol.

Método D.—Tuéstese el mineral i trátese como en el ejemplo 3 de la *I clase, B*.

Método E.—Necesita gran cantidad de litarjirio i poca soda i nitro si es necesario. Hai que hacer una fusion preliminar para determinar el poder reductor del mineral. El método se adapta a los minerales con arsénico, antimonio i gran cantidad de S_2Fe , minerales con mas de 25 % de cobre.

II clase, C.—Si se está obligado a usar este método, véase el ensaye de las matas de cobre.

II clase, D. (Ciertos minerales pueden perder mucho oro, si se usa el método precedente).—El método de tostar los minerales que contienen azufre, arsénico i materia orgánica se efectúa así:

Unos 50 gramos de mineral se ponen en una taza de arcilla o de fierro especial para tostar i se calientan lentamente en la mufla. Cuanto mas pesado los sulfuros de mineral, mas fusibles son, tales como SPb , S_3Sb_2 i S_2Ag_2 i se deberá conducir la tuesta con mas cuidado. Revuélvase constantemente el mineral, para evitar que se aglomere. Si se aglomera, rechácese la tuesta i comiencese de nuevo.

La reaccion con el S_2Fe es:



Es decir, que hai que convertir los sulfuros en óxidos, volatilizando el S. As Sb. Se forma algo de sulfato i arseniato; algunos de ellos, como el sulfato de fierro i el de cobre se pueden destruir por el calor solo o con ayuda del carbon. Se puede usar tambien carbonato de amonio, que forma sulfato de amonio, volátil. Al fin de la tuesta, auméntese la temperatura casi a la de escorificacion o agréguese carbon hasta que no se desprenda mas SO_2 . Es casi imposible tostar a muerte un mineral con arsénico o antimonio.

Todos los componentes del mineral, despues de la tuesta, escepto el oro que está como metal, se encuentran como óxidos, i algo de calcio i plomo quedan como sulfatos. A ménos que el mineral tostado contenga cobre u otros metales fáciles de reducirse, ensáyese como en el ejemplo 3 de la *I clase, B*.

Método E.—Gran exceso de PbO i nitro si es necesario (Véase tambien *II clase*, minerales de plata).—Procédase como en los minerales de plata, *II clase*. Determínese el poder reductor. Los minerales que se tratan por este método pueden dividirse en tres clases, segun su cantidad de sustancia reductora, sulfuros, arseniuros, etc.;

- a. Minerales que necesitan un agente reductor;
- b. Minerales que no necesitan un agente reductor;
- c. Minerales que necesitan un agente oxidante.

Ejemplos de las tres clases:

	a	b	c	
En la fusion previa.....	10	5	3	gramos de mineral
Dieron un boton de plomo de.....	3	5	12	gramos
Entónces el P. R. es.....	0,3	1	4	»

Las cargas del crisol serán:

	a	b	c
Mineral.....	25	25	25
Bicarbonato de sodio.....	30	30	30
Bórax.....	5—10	5—10	5—10
Litarjirio.....	60	70	120
Argol (P. R.=9).....	2	...	...
Nitro (P. O.=4,2).....	...	...	21
Vidrio.....	...	5	25

Capa de sal

Se obtendrá un boton de plomo que pesa entre 26 i 30 gramos.

La fusion se conduce del modo ordinario. Cuanto mas nitro presente, mas cuidado debe tenerse porque su accion es a veces mui violenta.

III clase. Minerales telurados.—En este caso si no se procede con cuidado i método especiales, la pérdida de oro puede llegar a ser mui considerable. Una carga de crisol es la siguiente:

Si el mineral es rico, 5 gramos.

Si el mineral es pobre, 20 gramos.

20 gramos de flujo	{	Soda.....	40 partes
		Potasa.....	20 »
		Harina.....	8 »
		Bórax.....	10 »

50 gramos PbO

5 » SiO₂

Cúbrase con 30 gramos de vidrio de bórax.

Caliéntese a la mayor temperatura de la mufla.

Para ver si un mineral tiene telurio, trátase en una cápsula con SO₄H₂ concentrado i caliéntese. Si hai telurio se produce una coloracion púrpura alrededor del mineral, que luego se esparce en toda la solucion, i carmin si hai mucho telurio. El color desaparece al hervir i al agregar agua, precipitándose el telurio gris.

Copelacion i pesada del grano de metales preciosos.—Si el ensaye es por plata i oro, el grano resultante de la copelacion se pesa ántes del tratamiento para determinar el oro. La plata se determinará así:

Grano de plata i oro.....	=0,0085	gramos en 25 gramos	
Plata en 30 gramos de PbO usado.....	=0,0004	»	
Plata i oro.....	0,0081	»	
Oro.....	0,0021	»	= 84gramos por ton.
Plata.....	0,0060	»	=240 » » »

Hai suficiente plata en el boton para la separacion por ácido, pero si el boton no tiene la cantidad suficiente, hai que agregar. Esta plata no necesita pesarse. El cálculo final se hace como en el ejemplo indicado.

Cuando no se conoce la cantidad de plata en el mineral, o es mui pequeña respecto a la del oro, es conveniente agregar un pequeño pedazo de plata químicamente pura al boton de plomo al copelarlo. Así el boton obtenido podrá ser tratado por oro con la seguridad de que hai plata suficiente. Si hai mucha plata, al tratar el boton con ácido, se obtiene el oro finamente dividido. Si hai poca, no se disuelve toda.

Separacion del oro de la plata.—Úsese ácido nítrico purísimo (sin ClH o Cl libre). Para que toda la plata del boton se disuelva en NO_3H , la aleacion deberá contener $2\frac{1}{2}$ a 3 partes de plata por 1 parte de oro. Si tiene ménos plata, no se disuelve del todo i queda con el oro. Habiendo un gran exceso de plata, el peligro de que se pierda el oro que se obtiene finamente dividido, se evita usando al principio ácido mui diluido.

Incuartacion.—Es la operacion por la que se da a la aleacion de Ag i Au la proporcion de plata conveniente para su separacion del oro.

El boton o aleacion de oro i plata se limpia cuidadosamente, se pesa i se achata sobre un yunque con el martillo. Si el boton es grande se lamina i enrolla en forma de espiral o caracol i se pone en el matraz, cápsula de porcelana o tubo de ensaye en que se va a tratar con NO_3H de densidad 1,2. Calíntese lentamente i al fin hágase hervir. Si despues del ataque el boton queda duro i redondo, falta plata. Entónces se lava con agua, se pesa i se copela con tres veces su peso de plata.

El tratamiento con ácido nítrico se efectúa dos veces, con ácido de densidad 1,2, i una tercera vez con ácido de densidad 1,4. Lávese despues el oro dos o tres veces con agua destilada, decantando cada vez.

El oro se pone despues en un crisol de arcilla (o de porcelana) en que se seca, invirtiendo el tubo de vidrio lleno de agua tapado con el crisol. Se decanta el agua del crisol i se pone a secar, calentándolo despues al rojo hasta que el oro quede amarillo brillante. En seguida se pesa.

El resultado se espresa en cien milésimos (C. M.) o en gramos por tonelada.

MÉTODO ESPECIAL

Ensaye de matas de cobre, cobre en barras i cobre por oro

Tómese cinco o diez porciones de 2 o 2,5 gramos i escorifíquese segun el método dado en los ensayes de plata para las matas, etc. Reúnanse despues los botones de plomo en una escorificadora hasta tener unos 100 gramos, agréguese 1—2 gramos de SiO_2 i 2 de vidrio de bórax. Escorifíquese hasta que el boton de plomo esté apto para copelarse.

CAPITULO V

ENSAYE DEL PLOMO EN LOS MINERALES

Los minerales principales de plomo son:

Galena, SPb , con 86,6% de Pb

Cerusa, CO_3Pb , con 77,5% de Pb

Anglesita, SO_4Pb , con 68,3% de Pb

Piromorfita, $(\text{PO}_4)_2\text{Pb}_3 + \text{Cl}_2\text{Pb}$, con 76,3% de Pb

Ademas hai muchos compuestos complejos como:

Burnonita, $\text{SPb} + \text{SCu}_2 + \text{S}_3\text{Sb}_2$, con 42,54% de Pb

El ensayador tiene que ensayar muchos productos complejos como:

$\text{SPb} + \text{S}_2\text{Fe} + \text{CO}_3\text{Pb}$ en ganga cuarzosa o silicosa.

$\text{SPb} + \text{SZn} + \text{S}_2\text{Fe}$ » » calcárea o silicosa.

$\text{SPb} + \text{CO}_3\text{Pb}$ » » calcárea.

Tambien tiene que ensayar productos de los hornos, como litarjirio (92,86% Pb), copelas usadas, escorias, etc. Aunque el ensaye por via seca del plomo es ménos exacto que el por vía húmeda, todavía se usa en las fundiciones porque los minerales de plomo se compran basados en este ensaye i nó en el por vía húmeda.

La inexactitud del método proviene:

1.º De que el plomo i el sulfuro se volatilizan a baja temperatura: Pérdida.

2.º De que pasan impurezas al plomo, como Cu i Sb: Aumento.

3.º De la tendencia del plomo i compuestos a escorificarse: Pérdida.

Por eso debe procederse con sumo cuidado.

Por conveniencia los minerales de plomo se dividen en:

- 1.º Minerales que contienen azufre.
- 2.º Minerales que no contienen azufre.

El objeto del ensaye es fundir la ganga i reducir el plomo, de cualquier combinacion en que esté, a plomo metálico; por eso cuanto mas sencillos hagamos los flujos, tanto menor será la temperatura necesaria i ménos tiempo se empleará, disminuyendo así los errores.

Efectúense las fusiones en hornos de mufla i los resultados espresense en tanto por ciento i hasta la primera decimal.

El ensaye consiste en una fusion reductora con fierro i un agente reductor como argol, carbon, harina, etc. El reactivo reduce el PbO presente o formado en la fusion, i el fierro quita el azufre del SPb:



Cuando el mineral contiene azufre, por tres razones es indispensable la presencia del fierro, en clavos, alambres, o como crisol de fierro:

1.—Por la fusion de sulfuros con carbonatos alcalinos se produce Pb i sulfuro doble de plomo i del álcali. La adicion de fierro tiene por objeto separar el Pb de este sulfuro en que lo sustituye.



Las impurezas silíceas jeneralmente son cuarzo, felpato i silicatos complejos; las básicas son caliza i óxido de fierro.

La ganga puede ser tambien barita i a veces fluospatato.

Los flujos empleados son carbonatos de sodio i potasio para la sílice, vidrio de bórax, para los óxidos, i carbonato de calcio, fluospatato, para la barita, argol o carbon, como agente reductor, i fierro como desulfurante.

En este ensaye, como en los de plata i oro, *Ag* i *Au* pasan al boton de plomo i tambien a la mata de fierro i sodio formada, por lo cual el ensaye no sirve para determinar estos metales cuando el mineral tiene sulfuros.

Cu va en parte a la escoria i en parte al plomo i mata; una temperatura elevada i mucho agente reductor tienden a hacerlo pasar al boton de plomo.

Zn en parte se volatiliza, en parte se escorifica i en parte pasa al plomo.

Sb en parte va a la escoria, pero la mayor parte se une al plomo.

As segun la temperatura de fusion, forma un speiss con el fierro o se escorifica o volatiliza.

Se deduce que en minerales impuros que contienen mucho *Cu*, *Sb*, *As*, los resultados no son satisfactorios i entónces debe preferirse el ensaye por via húmeda.

I. *Minerales sulfurados*.—El sulfato de plomo, natural o artificial, se trata de la misma manera.

Deben usarse por lo ménos 10 gramos de materia i si es posible 20 en el análisis, porque se obtienen mejores resultados que con menor cantidad.

El siguiente es un ejemplo de la carga del crisol. Sulfuros refractarios como el de zinc i minerales con ganga básica, necesitan mayor cantidad de vidrio de bórax.

Mézclense en el crisol:

Mineral.....	10—20	gramos
CO ₃ NaH 20—40 o	CO ₃ Na H.....	10—20 »
	CO ₃ K ₂	10—20 »
Vidrio de bórax.....	3—5	»
Argol.....	5	»
Clavos de fierro.....	5	»

Capa de sal

Fusion en la mufla.—Colóquese el crisol en la mufla bien caliente i ciérrese la puerta. Cuando el contenido del crisol empieza a fundir, lo que se conoce por la produccion de pequeñas llamas en el crisol, disminúyase la temperatura del horno cerrando el registro, para evitar que el contenido del crisol hierva rebalsando.

Pasada la ebullicion, auméntese la temperatura a la de escorificacion unos 20 o 25 minutos, i despues elévese lo mas que se pueda durante 15 a 30 minutos mas. La fusion dura de 35 a 55 minutos, segun la clase de mineral. Sáquese el crisol del horno i, sin golpearlo, quítense los clavos con unas tenazas. (Si adhieren gotas de plomo a los clavos, caliéntese otra vez en el horno). La sustancia fundida se vierte en un molde i una vez fria se separa el plomo que se golpea con un martillo para limpiarlo. Los resultados de dos ensayos no deben diferir en mas de 1%.

Fusion en el horno de viento.—Se pueden usar en este caso mayores cantidades de mineral que en la fusion en la mufla. La pérdida por volatilizacion es mayor porque la temperatura es mas elevada.

Cuando el mineral es rico o puro, la fusion se puede hacer en un crisol de fierro, sin necesidad de usar clavos de fierro.

Escorias, productos de los hornos o minerales mui pobres en plomo.—Es preferible usar la fusion en el horno de viento porque se puede emplear gran cantidad de materia.

II. *Minerales que no contienen sulfuros.* (Fusion en la mufla).—La fusion se conduce como ya se ha descrito. En este caso los reactivos que se mezclan con el mineral son los mismos que en el caso de sulfuros. Conviene duplicar la cantidad de agente reductor porque hai mas oxígeno. Si el mineral tiene algo de cobre conviene agregar un poco de azufre para trasformarlo en sulf-

furo, no pasando así al boton de plomo. Siempre deberá agregarse fierro para sustituir al plomo en los silicatos que pueden formarse.

Un boton brillante, que se separa fácilmente de la escoria, indica mucho calor o una fusion mui larga. Una superficie brillante, entre el plomo i la escoria, indica poca temperatura o descomposicion imperfecta.

Cu, As, Sb, Zn o S producen botones quebradizos.

Cu i Sb producen botones duros.

Observacion sobre el ensaye de plomo.—Cuando hai muchos ensayes que hacer se prepara una mezcla de los flujos, así:

CO ₃ NaH.....	5 partes
CO ₃ K ₂	7 »
Harina.....	2 »

CAPITULO VII

ENSAYE DEL ESTAÑO EN LOS MINERALES

El estaño se encuentra en pocas partes del mundo, comparado con los otros metales tratados, i mui rara vez se encuentra al estado metálico. El mineral mas importante es la casiterita (Sn O₂). Otro mineral de estaño es la *estanita* compuesta de S, Sn, Fe i Cu i a veces de Zn.

El color del óxido puede ser negro, pardo, rojizo, amarillo i rojo. Puro contiene 78,67% de Sn. Las impurezas mas comunes del óxido son: la pirita, la arsenopirita, el wolfram (tungstato de Fe i Mn), la calcopirita, hierro titánico, óxido de fierro, turmalina i a veces blenda i galena. Para ver si un mineral tiene Sn O₂, fúndase en un crisol de porcelana con 3 veces su peso de cianuro de potasio (CNK) i trátase la masa con agua. Si hai estaño se encontrará uno o varios glóbulos de metal. En vez de cianuro, puede usarse una mezcla de carbonato de sodio i carbon.

Cuando se encuentra en vetas, la ganga jeneralmente consiste en granito, pizarra, sienita, cuarzo o felpato, i a menudo lleva granate i zircon. A veces es frecuente el fluospató que, segun algunos, es buen criadero de la casiterita. Hai partes de los depósitos mui ricos en estaño, pero en jeneral en las vetas i placeres la lei es de 1% a 10% de SnO₂. Debido a su gran peso específico es fácil concentrarlo por lavado, separándolo de la ganga e impurezas. El wolfram desgraciadamente, tiene un peso específico mui parecido (SnO₂, p. esp. 6,8 a 7,1; wolframita, p. esp. 7,2 a 7,5) i no se puede separar por lavado.

El óxido de estaño tiene gran afinidad por la sílice i en la fusion forma fácilmente silicato; por eso debe separarse en todo lo posible de la sílice por concentracion, ántes de efectuarse el ensaye.

Si la casiterita contiene óxido de fierro, éste debe ser separado por agua rejia, porque en la fusion seria reducida a fierro metálico que quedaria junto con el estaño.

Un mineral con 4% de Sn es considerado de buena lei.

Las operaciones del ensaye son:

- 1.^a Concentracion.
- 2.^a Tuesta de los concentrados.
- 3.^a Lavado de los concentrados i tratamiento con agua rejia.
- 4.^a Lavado de los concentrados otra vez.
- 5.^a Ensaye de los últimos concentrados.

Si los concentrados obtenidos despues del primer lavado son mui puros, se pueden omitir algunas de las operaciones siguientes.

Concentracion.—Tritúrense 500 a 1,000 gramos del mineral i pásense por un tamiz de 40 mallas por pulgada lineal. Si se muele demasiado, el SnO_2 se pierde en el lavado. Deberá tener solo la fineza suficiente para separar el SnO_2 de su ganga. Lávese cuidadosamente el mineral una i otra vez hasta que ya no se obtengan mas concentrados. No se lave tanto que se pueda perder el óxido de estaño; es preferible que quede algo de ganga con él.

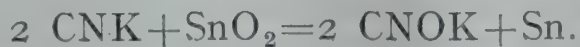
Tuesta.—Los concentrados que constan de SnO_2 , pirita i otras sustancias que pueda tener el mineral, con una pequeña cantidad de ganga se secan i colocan en una taza de arcilla o fierro para tostar. Se coloca en la mufla roja i calienta lentamente. Cuando ya no se desprende SO_2 , se saca la taza, se enfría i se agrega algo de carbon, que reduce los sulfatos, arseniatos i antimoniatos. Se tuesta otra vez i se sigue así hasta que se haya efectuado una tuesta a muerte. Todos los cuerpos están ahora como óxidos. Se concentran por lavados, que separa la sílice i el óxido de fierro. Se trata despues el producto concentrado con ácidos.

Tratamiento con ácidos.—El SnO_2 es insoluble en agua rejia i el tratamiento de los concentrados con este ácido solo deja insoluble prácticamente el SnO_2 , la SiO_2 , el TiO_2 i WO_3 . Si hai mucha SiO_2 , lávese otra vez. Séquense los concentrados, pésense i muélanse, haciéndolos pasar por un tamiz de 80 mallas por pulgada lineal.

Ensaye.—Los concentrados están ahora listos para el ensaye. Hai varios métodos. Describiremos el siguiente:

10 gramos de concentrados se mezclan con 4 veces su peso de cianuro de potasio (CNK es mui venenoso!)

En el fondo del crisol se pone una capa de CNK, en seguida se pone la mezcla de concentrados con CNK i en seguida una capa de CNK. El cianuro reduce al SnO_2 :



Calíentese lentamente al principio hasta que se funda la mezcla para reducir el SnO_2 a Sn i manténgase a la temperatura de fusion 20 a 30 minutos. Auméntese la temperatura durante 10 a 15 minutos i despues sáquese del fuego, tápese el crisol i colóquese en una parte en que los humos no vayan al laboratorio. Cuanto mas puro el SnO_2 tanto mas corta la fusion; con algunos minerales la fusion se ha efectuado en 10 minutos, con buenos resultados. Hai que cuidar que la fusion no hierva, porque se obtienen resultados bajos.

Una vez frio, el crisol se quiebra i se pone en una taza con agua. Si la descomposicion ha sido completa, se obtiene un bonito boton de estaño, a veces junto con pequeños botones. Si ha sido incompleta, se ve el mineral no atacado. El CNK debe ser puro; las impurezas son cloruro, carbonato i cianato de potasio o sodio.

Esprélese el resultado en tantos por ciento del mineral orijinal.

CAPITULO VIII

ENSAYE DEL COBRE EN LOS MINERALES (I)

Método por el cianuro.—En este método el cobre se prepara en forma de disolucion amoniacal azul i su cantidad se determina por la de una solucion tipo de cianuro de potasio que se necesita para hacer desaparecer el color azul. Los resultados de la titulacion con cianuro son exactos si se mantienen siempre ciertas condiciones. Se ha observado que para una misma cantidad de cobre:

1. Una solucion concentrada necesita mas cianuro para su descoloracion que una diluida.
2. Una solucion caliente necesita ménos cianuro que una fria.
3. En cualquier caso, con una rápida adicion de cianuro hasta dejar la disolucion débilmente colorada, ésta, por simple reposo, puede continuar descolorándose i perder por fin su color.
4. Si la cantidad de cianuro agregada es insuficiente para efectuar la completa descoloracion, la titulacion puede terminarse sin que se altere el resultado final, aun despues de varios minutos.

De los hechos anteriores se deduce que es evidentemente necesario, a fin de obtener resultados correctos, que la titulacion de cantidades desconocidas de cobre se hará en condiciones que no difieran materialmente en los puntos

(1) Este capítulo ha sido traducido del excelente libro «Technical methods of ore analysis» por Albert H. Low, en que los métodos usuales para el ensaye i análisis de los minerales de cobre se hallan mui bien descritos. Solo traduciré los métodos por el cianuro i por el hiposulfito, recomendando el último por su exactitud.

siguientes de las en que se ha efectuado la titulacion tipo de la disolucion de cianuro.

1.º Temperatura.

2.º Rapidez en las adiciones finales de cianuro.

3.º Volúmen final de la solucion.

Ademas de las condiciones físicas enumeradas, hai condiciones químicas que influyen en el resultado, como la presencia de gran cantidad de cloruros, un gran exceso de amoníaco, etc., etc. Estas condiciones anormales no necesitan especial consideracion, ya que son fácilmente eliminadas por el siguiente método que se va a describir.

Titulacion de la solucion de cianuro.—Disuélvase cianuro de potasio puro en agua destilada en la proporcion de 21 gramos por litro. Pése se exactamente alrededor de 0,2 gramos de cobre puro i disuélvase en un matraz de 200 c. c. en 5 c. c. de ácido nítrico (densidad 1,42). Dilúyase con 25 c. c. de agua, añádanse 5 c. c. de una solucion saturada de bromo en agua fria. Hágase hervir la mezcla hasta que el bromo haya sido aparentemente espulsado. Despues agréguese 50 c. c. de agua fria i 10 c. c. de amoníaco (densidad 0,90). Enfríese a la temperatura ordinaria colocándolo en agua fria. Titúlese con la solucion de cianuro con cuidado i lentamente i cuando el punto final se acerque, lo que se ve por el debilitamiento parcial del color, agréguese agua destilada hasta que el volúmen de la solucion sea aproximadamente de 150 c. c. Termínese la titulacion por adiciones regulares i cuidadosamente de cianuro, finalmente agregando gota por gota i agitando el matraz con un movimiento rotatorio despues de cada adicion hasta que el tinte azul ya no se pueda percibir a travez de un fondo iluminado (algunos operadores prefieren una cápsula de porcelana i una varilla para revolver, en vez del matraz o vaso de vidrio). Es, por supuesto, indispensable que las adiciones finales de cianuro no se hagan, mui de prisa ni mui despacio. Adóptese simplemente un modo regular i natural que se puede repetir en todas las titulaciones subsiguientes.

De la cantidad de cianuro usada para descolorar la solucion de cobre calcúlese el valor o título de 1 c. c. en cobre.

Guárdese la solucion titulada en un lugar frio no espuesto directamente a la luz directa del sol. En estas circunstancias mantiene su título mui bien; pero debido a la descomposicion del cianuro que siempre se produce, se debilita el título i debe volverse a titular por lo ménos semanalmente.

Tratamiento de los minerales, etc.—Trátese 1 gramo, ó 0,5 gramo si el material parece contener mas de 40% de cobre, en un matraz de 200 c. c. con 10 c. c. de ácido nítrico concentrado. Hágase hervir suavemente hasta que la disolucion parezca completa, i despues agréguese unos 7 c. c. de ácido sulfúrico concentrado i caliéntese la mezcla sobre una llama desnuda hasta la espulsion completa del ácido nítrico i hasta que el ácido sulfúrico hierva libremente, desprendiendo copiosos humos. Déjese enfriar. Los minerales que no se descomponen de este modo se pueden atacar de una manera especial, no

pudiéndose dar direcciones jenerales. Algunas veces la adicion de ácido clorhídrico es suficiente.

No debe agregarse el ácido sulfúrico hasta que el mineral no se haya descompuesto del todo.

Al residuo en el matraz agréguese 20 c.c. de agua fria i hágase hervir. Si el mineral puede contener una cantidad apreciable de plata, agréguese una sola gota de ácido clorhídrico, i ajítese el líquido a fin de aglomerar el cloruro de plata. Uno por ciento de plata o 100 D. M. (diez milésimos) aumentan el contenido del cobre en 0,29%. Déjese depositar, caliéntese hasta que se disuelva todo el sulfato férrico anhidro, si hai, i despues fíltrese, lavando el matraz i el filtro con agua caliente. Váciese el filtrado al matraz orijinal. El volúmen de la solucion no deberá exceder de 60 c.c. Colóquense ahora en el matraz o vaso 3 pedazos de hojas gruesas de aluminio de unos 4 cm. de largo por 15 cm. de ancho i caliéntese la mezcla hasta que hierva. Hágase hervir unos 5 a 10 minutos, segun el volúmen del líquido i el aspecto del aluminio. Cuando todo el cobre se ha precipitado, el aluminio estará brillante i limpio; o se limpiará al ajitar el vaso para que el cobre se desprenda. Déjese de calentar, agréguese 15 c.c. de agua cargada con hidrógeno sulfurado, que asegurará la precipitacion completa del cobre; déjese depositar un momento i despues decántese a traves de un filtro de 9 cm., reteniendo en el vaso el aluminio i todo el cobre que se pueda. Lávese el cobre precipitado 2 o 3 veces por decantacion con agua débilmente cargada con hidrógeno sulfurado, usando alrededor de 25 c. c. cada vez i vertiéndola por el filtro. Váciese el vaso tanto como se pueda en la última vez. Póngase el vaso debajo del embudo i viértase en el último 10 c. c. de una mezcla caliente de volúmenes iguales de ácido nítrico concentrado i agua. No se lave el filtro; sustitúyase el vaso por una cápsula. Ajítese el ácido en el vaso suavemente, a fin de disolver todo el cobre, calentando débilmente si es necesario; pero con cuidado, pues el aluminio puede atacarse. Cuando la solucion es completa viértase el contenido total del vaso en la cápsula que se colocó bajo del embudo, lavando solo el borde del vaso, i despues échese otra vez el contenido en el vaso reteniendo el aluminio en la cápsula. Lávese el aluminio completamente i colóquese el vaso debajo del embudo. Viértanse sobre el filtro 5 c. c. de una solucion saturada de bromo en agua i cuando ha pasado, lávese el filtro con agua caliente. El bromo sirve para disolver algo del sulfuro negro de cobre que pueda haber quedado en el filtro. En las operaciones anteriores cúidese de no aumentar el volúmen de la solucion mas de lo necesario. Hágase hervir la solucion en el vaso hasta la espulsion del bromo; enfríese algo i agréguese 10 c. c. de amoníaco (peso específico 0,90) i continúese el enfriamiento hasta la temperatura de la sala. Títúlese la solucion fria con la solucion tipo de cianuro de potasio cautelosamente hasta que la descoloracion esté próxima a terminar.

El líquido se pone frecuentemente mas o ménos turbio. Cuando esto sucede, en un trabajo exacto debe filtrarse. Si la titulacion se ha llevado demasiado léjos ántes de la filtracion, el tinte azul puede desaparecer por completo,

perdiéndose así el ensaye. Por otra parte, si se filtra al principio de la titulacion, se puede poner lechoso por segunda vez. Filtrese la solucion parcialmente titulada por un filtro de 125; con un lavado es suficiente, jeneralmente. Termínesse la titulacion con cuidado sobre la solucion clara i débilmente azul, precisamente como en la titulacion de la solucion tipo. Hacia el fin, dilúyase si es necesario para obtener un volúmen final de 150 c. c.

El número de centímetros cúbicos de la solucion de cianuro gastados, multiplicados por el título en cobre de 1 c. c. da el peso de cobre contenido en la cantidad de mineral tomada; i con estos datos se puede calcular rápidamente el tanto por ciento.

Ninguno de los constituyentes ordinarios de los minerales perturban la exactitud del método descrito.

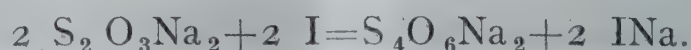
Método por el hiposulfito (Modificacion de A. H. Low.)—Este método que, como se describe a continuacion, es uno de los mas exactos para ensayar i analizar el cobre, es mui superior al método por cianuro i, si nó igual, superior al método electrolítico. Mas moderno que los anteriores, no se ha jeneralizado por este motivo tanto como ellos; pero ya en muchos laboratorios los está reemplazando ventajosamente. En Estados Unidos es talvez mas usado que el método por el cianuro.

Se necesita una solucion titulada de hiposulfito de sodio. Hágase una solucion que contenga alrededor de 19 gramos de cristales puros por litro. Titúlese ésta como sigue: Pésese cuidadosamente alrededor de 0,2 gramos de hoja de cobre puro i colóquese en un matraz o vaso de 200 c. c. Es conveniente comprobar la pureza del cobre por una determinacion electrolítica. Disuélvase el cobre por calentamiento con 5 c. c. de una mezcla de volúmenes iguales de ácido nítrico (peso específico 1,42) i agua; despues, dilúyase a 25 c. c. Hágase hervir unos pocos momentos para espeler parcialmente los humos rojizos i despues agréguese 5 c. c. de agua de bromo i hágase hervir hasta que el bromo haya sido totalmente espulsado.

El bromo se usa para asegurar la completa destruccion de los humos rojos. Quítese del calor i agréguese un débil exceso de amoníaco concentrado. Ordinariamente basta agregar 7 c. c. de amoníaco de peso específico 0,90. Hágase hervir otra vez hasta que el exceso de amoníaco haya sido espulsado, lo que se conoce por el olor o por el cambio de color del líquido. Agréguese ácido acético concentrado en ligero exceso. Si se ha separado algo de óxido o hidróxido de cobre, cúidese de que se disuelva, haciéndolo hervir si es necesario. Enfríese a la temperatura de la sala i agréguese alrededor de 3 gramos de yoduro de potasio, o 6 c. c. de una solucion de la sal, que contenga 50 gramos en 100 c. c. Se produce un precipitado de yoduro cuproso con separacion de yodo libre, segun la reaccion:



El yodo libre da a la mezcla un color pardo. Titúlese inmediatamente con la solución de hiposulfito hasta que el tinte pardo se haya debilitado, i en tónces agréguese suficiente engrudo de almidon para producir una coloracion azul marcada. Continúese la titulacion con cuidado hasta que el color debido al yodo libre haya desaparecido enteramente. El color azul se cambia hácia el fin en débil lila. Si en este momento, el hiposulfito se añade gota por gota i se deja pasar un corto tiempo para que se produzca la reaccion completa despues de cada adicion, no hai dificultad para llegar al punto final con una sola gota. 1 c. c. de hiposulfito corresponde mas o ménos a 0,005 grs. de cobre, o a 1% en el caso que en el ensaye de un mineral se hubiera tomado 0,5 gr. La reaccion entre el hiposulfito i el yodo es:



Se forman yoduro i tetrationato de sodio. El engrudo de almidon se hace mezclando 0,5 gr. de almidon con 250 c. c. de agua fria i calentando hasta el hervor. El líquido será homojéneo i exento de grumos o granos. Se usará frio i debe prepararse frecuentemente porque no se conserva bien. La solución de hiposulfito hecha con cristales puros i agua destilada se manifiesta estable, variando mui poco o nada en un mes, bajo condiciones razonables.

Tratamiento de minerales.—A 0,5 gr., del mineral en un matraz o vaso de 200 c. c. añádase de 6 a 10 c. c. de ácido nítrico concentrado i hágase hervir suavemente hasta que haya cesado el desprendimiento de humos rojos. Si así no se descompone suficientemente el mineral, agréguese 5 c. c. de ácido clorhídrico concentrado i continúese calentando unos pocos minutos mas. (En casos especiales pueden emplearse, por supuesto, otros métodos de descomposicion.) Agréguese 7 c. c. de ácido sulfúrico concentrado i hágase hervir hasta que hayan sido espulsados los ácidos mas volátiles i se desprenden los humos del ácido sulfúrico. Esto se hace mejor sobre una llama desnuda. Déjese enfriar, agréguese 25 c. c. de agua fria i caliéntese la mezcla hasta que hierva. Déjese depositar, caliéntese hasta que se disuelva enteramente el sulfato férrico anhidro, si hai, i despues fíltrese en especial para separar el sulfato de plomo. Recójase el filtrado en una cápsula de 6 cm., de diámetro. Lávese el vaso i filtro con agua caliente i hágase el volúmen del filtrado de 75 c. c. Colóquese en la cápsula una hoja de aluminio preparada así: córtese una cinta de una gruesa hoja de aluminio de 2,5 cm., de ancho por unos 14 cm., de largo i dóblese en forma de triángulo, de modo que se mantenga en el borde de la cápsula. El mismo aluminio se puede usar repetidamente porque se ataca poco cada vez. Cúbrase la cápsula i hágase hervir.

Continúese el hervor de 7 a 10 minutos, que serán suficientes para precipitar todo el cobre en cualquier caso, con tal que el volúmen de la solución no exceda en mucho de 75 c. c. Evítese en lo posible la reduccion del volúmen por el calentamiento, pues el cobre precipitado puede redisolverse. El aluminio estará ahora limpio, habiéndose separado el cobre precipitado, o adhirien-

do lijeramente. Déjese de calentar i lávese la tapa i los lados de la cápsula con agua fria. Hai peligro de que el cobre finamente dividido se oxide i disuelva. Para prevenirlo i precipitar al mismo tiempo indicios de cobre que puedan quedar en solucion, agréguese 15 c. c. de agua fuertemente cargada con hidrógeno sulfurado. La operacion siguiente depende de la cantidad de cobre en el mineral. Si aparentemente no hai mas de 20%, procédase así: decántese el líquido a traves de un filtro de 9 cm. de diámetro i despues, sin demora, por medio de un chorro de agua con hidrógeno sulfurado, échese el cobre sobre el filtro dejando el aluminio tan limpio como se pueda en el vaso. Lávese el cobre i el filtro completamente i tan ligero como se pueda, con agua con hidrógeno sulfurado, teniendo cuidado de no dejar el filtro vacío mientras se lava. El filtrado no deberá presentar un tinte pardo debido al cobre aunque otros sulfuros como los de arsénico i antimonio puedan a veces precipitar en el filtrado. Póngase ahora el vaso primitivo limpio, debajo del embudo. Ordinariamente este vaso tambien se usa para recibir el último filtrado, que se bota. Viértase sobre el aluminio en la cápsula 5 c. c. de una mezcla de volúmenes iguales de ácido nítrico (p. esp. 1,42) i agua. Así se disolverán las partículas de cobre que puedan haber quedado adheridas. Hágase hervir sin prolongar la operacion pues el aluminio se atacaria sin necesidad. Viértase el ácido caliente lentamente sobre el precipitado del filtro para disolver el cobre. Despues, **antes de lavar** échense sobre el filtro 5 c. c. de agua de bromo concentrada i fría, lávese la **cápsula** i el filtro con agua caliente. Al fin, sáquese el filtro i ábrase. Si queda un residuo, que posiblemente puede contener cobre, lávese en el vaso. El bromo **tiene** varios objetos: limpia el azufre formado que queda sobre el filtro; asegura la oxidacion del arsénico presente a su mayor grado, i produce la destruccion completa de los humos rojos, lo que es una cuestion de gran importancia. Si con 5 c. c. de agua de bromo el filtrado no adquiere un tinte permanente, debe agregarse mas. Hágase hervir el filtrado que que no tendrá mas de 75 c. c. para espulsar completamente el exceso de bromo, evitando reducir demasiado el volumen para no descomponer los bromuros, etc. Déjese de calentar i agréguese amoníaco en débil exceso (ordinariamente 7 c. c. de amoníaco concentrado). Espúlsese el exceso de amoníaco por el calor i acidifíquese con ácido acético, haciendo hervir otra vez si es necesario para redissolver algun precipitado que contenga cobre. La adicion de 3 o 4 c. c. de este ácido al 80% es jeneralmente suficiente. Un gran exceso de ácido acético no es perjudicial, pero es necesario, escepto en la presencia de bastante arsénico que puede precipitar el cobre como arseniato. Este puede necesitar bastante ácido para su disolucion, talvez 10 c. c. Si así no se ha disuelto del todo, despues se disuelve lentamente i la titulacion puede hacerse fastidiosa antes de llegar al término final. Procédase con la solucion de ácido acético, despues de enfriar a la temperatura de la sala, precisamente como se ha descrito en el proceso de la disolucion de hiposulfito i calcúlese el tanto por ciento de la cantidad que de éste se ha empleado.

Al titular, especialmente con bajos por cientos de cobre, cuídese mucho

de no sobrepasarse del límite. Siempre opérese lentamente hacia el fin. Deténgase la descoloracion ántes de terminada i continúese solo si el líquido, despues de algunos momentos muestra todavía un tinte del color.

Con elevados por cientos es ventajoso lavar el precipitado de cobre por decantacion en vez de filtrarlo, con el objeto de retener la mayoría del cobre en el vaso donde se puede disolver despues con mas facilidad i ménos peligro de pérdida por proyeccion. Procédase así: traspásese el líquido i el cobre de la cápsula (a la que se ha agregado agua con hidrógeno sulfurado) al vaso primitivo i póngase temporalmente la cápsula i el aluminio aparte. Déjese depositar, decántese por el filtro, lávese el cobre 3 o 4 veces por decantacion con agua sulfurada, usando 20 c. c. cada vez. Colóquese el vaso i el cobre debajo del embudo, caliéntense los 5 c. c. de ácido de la cápsula, i viértanse sobre el filtro. Por el momento no se agregue el agua de bromo, quítese el vaso, poniendo la cápsula en su lugar i caliéntese el ácido hasta que el cobre se haya disuelto i los humos rojos hayan sido espulsados en su gran parte. Colóquese el vaso debajo del embudo, agréguese agua de bromo, lávese la cápsula i el filtro i continúese como se ha descrito.

Debido a que cuando hai gran cantidad de cobre, la abundancia del yoduro cuproso débilmente colorado tiene tendencia a oscurecer el punto final, puede ser ventajoso en tal caso usar un vaso mas grande para la titulacion, i diluir el líquido considerablemente. Esto conduce a un punto final mas exacto. Las variaciones de volúmen del líquido titulado no tienen influencia apreciable en el resultado, aun una gran dilusion de una solucion pobre en cobre retarda la precipitacion del yoduro cuproso i prolonga el tiempo necesario para la titulacion. Esto puede remediarse agregando un gran exceso de yoduro de potasio (Términos mui exactos se obtienen con soluciones concentradas en vasos de 500 c. c., diluyendo a 250 c. c. i añadiendo el doble de la cantidad usual de yoduro de potasio).

Notas.—Segun la ecuacion dada previamente 0,5 gramos de cobre necesita 2,61 gramos de yoduro de potasio. Aunque esperiencias directas prueban que esto es aparentemente verdadero, cuando se usa solo la cantidad de yoduro de potasio teórica, la reaccion es lenta i parece no ser completa. Por eso es mejor usar siempre un exceso, pero como el yoduro es caro, la cantidad usada será proporcional a la de cobre presente, que siempre se puede estimar aproximadamente. Usese, digamos, 1 gramo por cada 15% de cobre cuando se usa 0,5 gramos de mineral para el ensaye (0,075 grs. Cu.) Es conveniente preparar una solucion que contenga 50 gramos de yoduro de potasio en 100 c. c. Una pipeta de 2 c. c. bastará, pues, para sacar 1 gramo de yoduro. No habrá error en un caso dudoso, por la agregacion de mas yoduro de potasio, despues que la titulacion ha concluido aparentemente, empezando otra vez la operacion, si el color azul así vuelve a aparecer.

El zinc i la plata no perjudican en el ensaye. El plomo i el bismuto no tienen efecto, pero como forman yoduros colorados, pueden enmascarar la aproximacion del punto final, ántes de la adicion del almidon. El arsénico i el

antimonio no tienen influencia siguiendo el tratamiento indicado. La reaparición del tinte azul en el líquido titulado después de largo tiempo no es de importancia, pero una aparición pronta que dos o tres gotas de hiposulfito no destruyen permanentemente, es usualmente una prueba de que se ha operado mal.

En tal caso, o cuando accidentalmente se ha pasado el punto final, no es necesario comenzar un nuevo ensaye. El siguiente procedimiento permite repetir la titulación: agréguese 10 c. c. de ácido nítrico concentrado i hágase hervir. Calientese cuidadosamente al principio hasta que el yodo liberado haya sido expulsado en su mayoría; si nó, la mezcla puede espumar i rebalsar. Colóquese el vaso en un soporte sobre la llama desnuda i hágase hervir la solución tan ligero como se desee hasta que queden solo 5 c. c. Dilúyanse con 25 c. c. de agua caliente i hágase hervir poco tiempo para expulsar los humos rojos. Agréguese un débil exceso de amoníaco i termínese del modo usual.

Ensaye rápido por el método del yoduro.—El siguiente modo de operar se ha manifestado útil cuando no se necesita una exactitud extrema. Como regla, los resultados son algo mas bajos, pero el error usualmente no excede de 0,10 a 0,15 por ciento.

Trátase 0,5 gramos del mineral en un vaso de 200 c. c. con unos 10 c. c. de ácido nítrico concentrado. Calientese hasta que la composición de los compuestos del cobre sea completa, agréguese 5 gramos de clorato de potasio i evapórese a sequedad, sobre un soporte i a fuego desnudo, pero evitando sobre-calentar, pues los nitratos pueden descomponerse. Déjese enfriar, agréguese 25 c. c. de amoníaco concentrado i 10 c. c. de agua. Calientese lentamente hasta desintegrar el residuo por completo i fíltrese lavando con agua fría. Recójase el filtrado en un vaso de 200 c. c. Espúlsese por el calor el exceso de amoníaco i redúzcase el líquido a 25 c. c.; después acidúlece con unas pocas gotas de ácido nítrico i hágase hervir un rato para expulsar vapores rojos. Por fin, hágase alcalina con la menor cantidad posible de amoníaco, hágase hervir un momento, i después acidúlece con ácido acético i termínese del modo usual.

CAPITULO IX

RELACIONES ENTRE LAS UNIDADES DE PESO USADAS PARA ESPRESAR LA LEI
EN PLATA I ORO DE LOS MINERALES (I)

1 cajon = 64 quintales	1 quintal = 100 libras
= 6400 libras	1 libra = 2 marcos
= 12800 marcos	1 marco = 8 onzas
= 102400 onzas	1 libra = 100 castellanos
= 64000 castellanos	1 libra = 453,5900 gramos
= 10000 diez milésimos (D.M).	
= 100000 cien milésims.(C.M).	Libra: (Avoir du pois i Standard)
1 castellano = 4,6 gramos	1 gramo = 0,21739130 castellanos
= 0,16 onza	1 onza = 6,25 castellanos

Por cajon:

1 D. M. = 1,28 marcos	1 marco = 0,78125 D. M.
1 D. M. = 10,24 onzas	1 onza = 0,0976562 D. M.
1 C. M. = 1,024 onzas	1 onza = 0,9765625 C. M.
1 C. M. = 6,4 castellanos	1 castellano = 0,15625 C. M.

Por tonelada (1000 kilogramos)

1 D. M. = 100 gramos
1 C. M. = 10 gramos.

TRASFORMACION DE LA LEI

Por cajon o por tonelada

$$1 \text{ onza por cajon} \left(\frac{1}{102\ 400} \right) = 9,765625 \text{ gramos por tonelada.}$$

$$1 \text{ castellano por cajon} \left(\frac{1}{64\ 00\ 00} \right) = 1,5625 \text{ gramos por tonelada.}$$

Por tonelada o por cajon

1 gramo por tonelada = 0,1024 onzas por cajon.
1 gramo por tonelada = 0,64 castellanos por cajon.

Los sistemas ingleses de pesos son los siguientes:

(1) Este capítulo ha sido preparado por el traductor.

Pesos troy

1 libra=12 onzas=240 pwts.=5760 granos	=	3732,419	gramos
1 onza	=	31,10346	»
1 pwt.	=	1,5552	»
1 grano	=	0,0648004	»
1 gramo	=	15,432	granos

Pesos avoir du pois

1 tonelada=20 hwt.	=2240 libras	=1016,0475	kilógramos
1 libra=16 onzas=256 dracmas=7000 granos	=	453,59265	gramos
1 onza	=	28,34937	»
1 dracma	=	1,7718	»
1 grano	=	0,0648	»

1 tonelada neta=2000 libras = 907,19 kilogramos.
 = 32000 onzas avoir du pois.
 = $29166\frac{2}{3}$ onzas troi.

Como se ve, el grano es uno mismo en los dos sistemas: 1 *grano troy* = 1 *grano avoir du pois*.

Los minerales i metales no preciosos se pesan en libras avoir du pois, miéntras que los metales preciosos, oro i plata, se pesan en onzas troy.

La plata esterlina contiene 925 partes de plata en 1000, o sean las treinta i siete cuarentavas partes, siendo el resto cobre i pequeña cantidad de algun metal como el cadmio que la hace mas maleable. La onza troy (standard) (de 31,10346 gramos) contiene entónces 28,7707 gramos de plata fina.

El oro *standard* contiene once doceavos de metal fino i un doceavo de aleacion, o sea, es oro de 22 quilates. La unidad tiene 24 quilates.

Una onza troy (standard) de oro tiene un valor intrínseco de £ 3.17s 10½d i una onza troy de oro fino vale £ 4.4s 11½d.

Un gramo de oro fino, o sea un *gramor*, vale 1,8164 pesos chilenos de 18 peniques.

Las leyes de los minerales en oro i plata se espresan en onzas troy por tonelada de 2000 libras avoir du pois.

1 tonelada de 2000 libras = $29166\frac{2}{3}$ onzas troy.
 = 10000 D. M.
 = 100000 C. M.

Se deduce de esas relaciones:

Por tonelada (2,000 libras)

1 D. M. = $2,9166^2/2$ onzas troy—1 onza troy = 0,3428 D. M.

1 C. M. = $0,29166^2/3$ onzas troy—1 onza troy = 0,03428 C. M.



Lei peruana sobre impuesto a los minerales

LEI N.º 2187

El Presidente de la República.

Por cuanto el Congreso ha dado la lei siguiente:

El Congreso de la República Peruana.

Ha dado la lei siguiente:

ARTÍCULO PRIMERO.—Los productos minerales i los que se derivan de su beneficio, estarán sujetos al pago de derechos en la forma i proporciones que determina esta lei.

ORO

ART. 2.º—A)—El oro metálico en cualquier forma: pagará un derecho de acuñacion de Lp. 3, por kilogramo de peso fino y el que se esporte de Lp. 10 por kilogramo.

B)—El oro contenido en las barras de otros metales, en las multas i demas productos metalúrgicos, pagará un derecho de esportacion de Lp. 2 por kilogramo de peso fino.

PLATA

ART. 3.º—La plata metálica en cualquier forma pagará por cada kilogramo de peso fino que se esporte, un derecho de un chelin, a partir de la cotizacion de $23 \frac{1}{2}$ peniques la onza Troy Standard de 925 de lei y sobre este precio $2 \frac{1}{2}$ peniques mas por cada penique de aumento en el precio de la plata.

Los sulfuros de plata de lixiviacion pagarán un derecho de esportacion de tres peniques por cada kilogramo de peso bruto a partir de $23\frac{1}{2}$ peniques onza Troy Standard i por cada penique de aumento en el precio de la plata pagarán un penique mas de impuesto por kilo.

COBRE

ART. 4.º—El cobre metálico puro o impuro, en cualquier forma, pagará derechos de esportacion desde el momento en que la cotizacion Standard Copper en Lóndres sea de Lp. 60, por tonelada, como sigue: a la cotizacion de Lp. 60 a Lp. 65,15 chelines por tonelada de 1016 kilos de peso bruto que se esporte; i el derecho subirá en 2 chelines por cada libra esterlina de mayor precio.

Si las barras contienen oro i plata pagará por el primero los derechos señalados en el inciso B. del artículo 2.º siempre que la lei sea de 10 gramos o mas por tonelada; i por la plata conforme a la siguiente escala:

De $23\frac{1}{2}$ peniques a $24\frac{1}{2}$ peniques la onza Troy Standard 6 peniques; de $24\frac{1}{2}$ peniques a $25\frac{1}{2}$ peniques la onza Troy Standard, un chelin; de $25\frac{1}{2}$ peniques a mas peniques la onza Troy Standard, 2 chelines por kilo de plata fina cuando la lei sea superior a dos kilogramos por tonelada.

Los productos de fundicion cuya lei de cobre sea superior al ochenta por ciento e inferior al noventa por ciento pagarán como derechos de esportacion, sobre el cobre fino que contenga el impuesto establecido para las barras de cobre.

El cemento de cobre i los productos de fundicion cuya lei en cobre sea superior al 60 por ciento e inferior al 90 por ciento, pagarán, como derecho de esportacion, por cada tonelada métrica de peso bruto, el 50 por ciento del impuesto establecido para las barras de cobre en este artículo.

No se considerarán como barras los productos de fundicion inferiores al noventa por ciento i superiores al ochenta por ciento, los cuales pagarán sobre la lei de cobre fino que contengan el impuesto establecido para las barras de cobre.

Las matas o ejes, cuya lei de cobre no exceda del sesenta por ciento, pagarán como derecho por tonelada métrica de peso bruto, el cuarenta por ciento establecido en este artículo para las barras de cobre.

El oro i la plata contenidos en los productos de fundicion cuya lei de cobre sea superior al ochenta por ciento e inferior al noventa por ciento, en el cemento i las matas, pagarán derecho de esportacion como sigue: el oro los derechos fijados en el inciso B, del artículo 2.º de esta lei, siempre que la lei sea de 10 gramos o mas por tonelada; i la plata un chelin por cada kilogramo fino, a partir de la lei de dos kilogramos por tonelada.

PLOMO

ART. 5.º—Las barras de plomo arjentíferas pagarán únicamente por la plata contenida a razon de un chelin por kilógramo fino y a partir de la lei de dos kilos por toneladas.

ART. 6.º—Todos los demas minerales metalíferos o nó, pagarán un derecho de esportacion de dos i medio peniques por cada cien kilógramos de peso bruto i cinco peniques los concentrados mecánicos o químicos de cualquiera clase, sean o no metalíferos.

El carbon de piedra, el azufre, los minerales de fierro, manganeso i de zinc, i sus concentrados, quedan esceptuados de los efectos de este artículo. Estos si tuvieran otros metales impondibles, pagarán el impuesto.

Los minerales de metales raros, a saber: el tungsteno, molíbdeno i vanadio, i sus concentrados, pagarán una libra por tonelada, cualquiera que sea su precio en el mercado.

Los boratos que se esporten de «Salinas» (Arequipa), pagarán un derecho de esportacion de dos chelines por tonelada.

PETROLEO

ART. 7.º—El petróleo bruto i los residuos i productos de su destilacion pagarán un derecho de esportacion de un chelin por tonelada métrica de peso bruto.

ART. 8.º—Los productores i esportadores mineros están obligados a declarar la naturaleza i las leyes de sus productos; i el gobierno, por su parte, sea en las aduanas o en los lugares de produccion o beneficio, podrá tomar las muestras i hacer los ensayos que estime convenientes.

La falsedad de la declaracion sufrirá una multa equivalente al cuádruplo del valor de los derechos correspondientes fijados en esta lei, entendiéndose que hai falsedad en la declaracion de las leyes, cuando la discrepancia entre las leyes, que arrojan los análisis que puede ordenar el gobierno i las manifestadas por el esportador excedan del 5 por ciento para el cobre contenido en las barras i 10 por ciento para el oro i la plata en las mismas; 10 por ciento para el cobre contenido en las matas i 15 por ciento para el oro i la plata contenida en las mismas i 10 por ciento para la plata contenida en las barras de plomo. En los casos de falsedad en la declaracion, el gobierno podrá tomar para sí, el lote que se trata de esportar, pagando a su dueño su valor segun las leyes declaradas por el interesado.

ART. 9.º—Queda terminantemente prohibida la esportacion de amalgamas de toda clase.

ART. 10.—Los impuestos se pagarán en letras sobre New York, a 90 dias vista, o, a opcion del embarcador, en su equivalente en letras sobre

Lóndres. Las letras en que se verifique el pago del impuesto serán a satisfaccion de la junta de vijilancia, la cual las recibirá directamente de las aduanas poniéndolas a disposicion, por ahora, del Ministerio de Hacienda; la Junta venderá las letras en el caso que el gobierno necesite su importe en moneda corriente.

La Junta de Vijilancia podrá recibir los derechos en libras esterlinas, en lugar de Letras sobre Lóndres o New York, cuando no llegue su monto a cuarenta libras.

La Cámara de Comercio de Lima fijará semanalmente el valor de la tonelada de cobre Standard i de la onza Troy de plata, tomándose para su determinacion los precios de su cotizacion del «London Metal Exchange».

Esta cotizacion rejirá en toda la semana siguiente.

ART. II.—Esta lei rejirá miéntras se espida la lei definitiva de tributacion minera.

Dada, etc.

Comuníquese al poder Ejecutivo, para que disponga lo necesario a su cumplimiento.

Dada en la Sala de Sesiones del Congreso, en Lima, a los trece dias del mes de Noviembre de mil novecientos quince.

P. A. DIEZ CANSECO, Presidente del Senado.

F. TUDELA, Presidente de la Cámara de Diputados.

PEDRO ROJAS LOAYZA, Senador Secretario.

LUIS ALBERTO CARRILLO, Diputado Secretario.

Al Excmo. señor Presidente de la República.

Por tanto: mando se imprima, publique i circule i se le dé el debido cumplimiento.

Dado en la Casa de Gobierno, en Lima, a los catorce dias del mes de Noviembre de mil novecientos quince.

JOSÉ PARDO.

A. García y Lastres.

Decreto reglamentario de la lei sobre impuesto a los minerales

El Presidente de la República.;

Para el mejor cumplimiento de la lei N.º 2187;

Decreta:

ARTÍCULO PRIMERO. Para verificar embarques de minerales con destino al extranjero, los interesados presentarán a la aduana del puerto

de embarque, o al resguardo, si fuese puerto menor o caleta habilitada, una póliza por cuadruplicado en que se espresen las siguientes condiciones:

a)—Nombre del propietario o razon social a que pertenezca el producto;

b)—Nombre del vapor en que se embarca i puerto de destino;

c)—Marca, número i cantidad de bultos;

d)—Artículo que se esporta, clase i lei de cada mineral;

e)—Peso bruto en kilogramos;

f)—Procedencia del artículo, espresando el nombre de la mina i su ubicacion;

g)—Valor del artículo en armonía con la cotizacion de la fecha del embarque;

h)—Importe del derecho de esportacion que debe pagar con sujecion a la lei.

ART. 2.º—Los representantes o propietarios de los productos minerales pondrán por escrito en conocimiento de la aduana a que corresponde el puerto por donde efectuarán su esportacion, el agente o persona a quien autorizan bajo su responsabilidad, para correr con los despachos i pagos de los derechos.

ART. 3.º—El gobierno se reserva el derecho de tomar muestras, para hacer análisis, en los puertos de embarques i en los lugares de produccion o de beneficio, de inspeccionar las minas i fundiciones, de hacer análisis en estos establecimientos o en los laboratorios que designe el ministerio de hacienda i de ordenar a los cónsules en el extranjero que verifiquen el peso de los lotes embarcados i la lei de los metales en los establecimientos industriales a que se destinan.

ART. 4.º—Los jefes de aduanas i resguardos tienen la obligacion de avisar por telégrafo diariamente, a la superintendencia jeneral de aduanas los embarques que se verifiquen y de mandar por el primer vapor que salga para el Callao, despues de la declaracion de los esportadores, la muestra que esa superintendencia le pida i los informes pertinentes a cada embarque a fin de que cuando se estime conveniente se practique el análisis de los minerales o sustancias metalúrgicas embarcadas para deducir dentro de los noventa dias posteriores la responsabilidad que puede derivarse por lo embarcado.

ART. 5.º En las pólizas a que se refiere el artículo 1.º, los interesados harán las liquidaciones de los derechos de aduana que adeuden por el lote de minerales o sustancias metalúrgicas embarcadas i serán rectificadas por el empleado de Aduana encargado de contratar el embarque en los puertos o caletas. En las otras aduanas la certificacion se hará por los contadores de ellas i en la del Callao por el jefe de liquidaciones.

ART. 6.º—Toda póliza de embarque deberá ser acompañada de tres ejemplares del conocimiento expedido por el capitan de la nave o por la compañía de vapores a que pertenezca, a fin de que haya completa uniformidad en

las declaraciones de peso, marca, contenido, oríjen i destino de la carga declarada en las pólizas i de lo recibido en la nave.

ART. 7.º—Los embarcadores acompañarán a la póliza junto con los tres ejemplares del conocimiento una letra en tres ejemplares por el valor de los derechos que adeude la mercadería embarcada. Dicha letra será jirada por el propietario de los productos o por su representante debidamente constituido a la orden de la Junta de Vigilancia de la emision de cheques circulares. Si el propietario o su representante no pudieran hacer directamente el jiro, darán en sustitucion de la letra una carta-orden a favor de la misma Junta, contra la compañía, banco, casa comercial o agentes en Lima que debe realizar el pago de los derechos de esportacion, la que se hará efectiva inmediatamente que se presente por dicha Junta esta orden de pago.

ART. 8.º—Los administradores de las aduanas darán cuenta en cada vapor a la superintendencia jeneral de aduanas, de las operaciones realizadas i de las letras u órdenes que hayan enviado a la referida Junta i dicha superintendencia lo comunicará a la direccion del tesoro, remitiéndole tambien un ejemplar del conocimiento de cada embarque i conservando el tercer ejemplar en el archivo de la aduana. En el libro que lleva la contaduría jeneral de aduanas para el registro de los embarques de productos de esportacion afectos a derechos, se anotarán asimismo los embarques de mineral que se realicen, a fin de conocer con exactitud i oportunidad la esportacion de ellos, el producto, la responsabilidad de los embarcadores o propietarios i la suma a cargo de la Junta de Vigilancia. Mensualmente se enviarán los respectivos estados a la direccion del tesoro.

ART. 9.º—Las pólizas de esportacion serán las mismas que actualmente se usan para pedir al consumo la mercadería de importacion mientras se imprimen las especiales destinadas a ese objeto, i con letra roja i por medio de un sello de goma se estampará en ellas la palabra *mineral*.

ART. 10.º—La Superintendencia jeneral de aduanas mandará imprimir en el día en la Casa de Moneda pólizas de esportacion de minerales. Esas pólizas serán de color, amarillo, se enviarán con cargo a la Compañía Recaudadora de Impuestos para su venta en la forma que se hace actualmente con las de importacion.

ART. 11.º—Las aduanas o resguardos, en su caso, formarán por duplicado un manifiesto por menor de los embarques de los productos afectos, en vista de los conocimientos i pólizas i remitirán en el vapor inmediato un ejemplar a la Aduana del Callao.

ART. 12.º—Si a última hora se hubiera embarcado mayor número de bultos o con mayor peso, o si por el contrario no se hubieran completado los embarques, se hará constar en el referido manifiesto esas circunstancias, indicándose las causas.

ART. 13.º—Las faltas de bultos en los manifiestos o la diferencia de peso o contenido será penada con una multa igual al valor de las mercaderías omitidas.

ART. 14.º—Las diferencias con respecto a los conocimientos orijinales serán asimismo penadas con los respectivos derechos de esportacion.

ART. 15.º—Cuando resulten a bordo minerales afectos a derechos de esportacion por los que no se haya corrido póliza, caerán aquellos en comiso, debiendo la aduana o el resguardo disponer su inmediato desembarque i si esto no fuera posible se penará a la nave o su representante con el depósito del valor de la mercadería, sin perjuicio de la responsabilidad que pudiera afectar a otras personas ajenas a la nave.

ART. 16.º—Aparte de los medios de que dispongan las aduanas i resguardos para controlar la conformidad de las declaraciones de los conocimientos, pólizas i manifiestos con los minerales embarcados deberán los administradores de las aduanas próximas, poner el mayor celo para descubrir cualquiera incorreccion, dando cuenta a la superintendencia jeneral del ramo i por el próximo vapor al del embarque comunicar a la Aduana inmediata dónde debe hacer escala la nave i al cónsul del Perú en el puerto de destino, lo que cada nave conduce, para que éstos inquieran por medio de las aduanas, instituciones de comercio, publicaciones oficiales o de merecido crédito i otros medios análogos, la veracidad de los datos consignados en estos documentos en relacion con las mercaderías conducidas por las naves, dando cuenta a la indicada superintendencia, la que informará al Gobierno en caso de que se haya pretendido defraudar al fisco, para que se imponga las multas consiguientes a las naves o embarcadores, en armonía con el monton o naturaleza de la falta.

ART. 17.º—Todo propietario o explotador de una o varias minas o de oficinas de beneficio, por sí o por medio de representante legal, presentará mensualmente en el ministerio de hacienda en los diez primeros dias de cada mes, una relacion de los productos de las minas u oficinas durante el mes anterior conforme a los modelos que le proporcione dicho ministerio, donde se espresé la cantidad, clase i lei de los minerales estraidos i esportados.

ART. 18.º—Las letras que se den en pago de derechos serán a satisfaccion de la Junta de Vijilancia de la emision de cheques circulares. La misma Junta podrá recibir los derechos en libras esterlinas cuando no llegue su monto a cuarenta libras.

ART. 19.º—Comuníquese por telégrafo este decreto a las aduanas i resguardos para su inmediata ejecucion i a fin de que se hagan efectivos en el dia los derechos de esportacion por todo mineral para embarcarse o embarcado en naves que se hallen en aguas territoriales.

Dado en la casa de Gobierno, en Lima, a los 15 dias del mes de Noviembre de 1915.

JOSÉ PARDO.

A. García y Lastres.



Situación de los mercados de minerales, metales i combustibles. Abril 30 de 1916

COBRE.—En 15 de Abril, el *stock* europeo de cobre era de 20 030 toneladas, i como en 31 de Marzo sólo era de 17,201 toneladas, ha aumentado 2,829 toneladas en la primera quincena del mes pasado.

Estas cifras son interesantes, por mostrar el primer aumento registrado en los *stocks* despues de continuas disminuciones. Sin embargo, los precios se sostienen firmemente, cotizándose el *standard* a £ 131 al contado i £ 124,10.0 tres meses; *best, selected*, que escasea mucho en Lóndres, de £ 135 a £ 137 i electrolítico de £ 139 a £ 141.

ESTAÑO.—Aunque el consumo ingles se ha mostrado retraido, el mercado no ha carecido de animacion a causa de la gran demanda que de metal ha habido para embarques a Rusia i Francia. Los embarques de Estrechos no han sido grandes en Abril; i se esperan, por tanto, estadísticas favorables. La situación continúa siendo excelente.

Se cotiza el *standard* en Lóndres, a £ 200 al contado i £ 198 tres meses.

PLOMO.—Este mercado ha estado desanimado en Lóndres la semana pasada. La demanda de los consumidores es pequeña, pero como al mismo tiempo los suministros son reducidos, la situación es firme, con ligerísimas oscilaciones en los precios.

Se cotiza en Lóndres el plomo español de £ 34,5.0 a £ 34.15.0.

Los fundidores de Cartajena no han fijado todavía los precios que habrán de rejir para el plomo i la plata para las entregas que se hagan durante este mes.

ZINC.—Mui firme, habiendo subido los precios. Los consumidores ingleses han hecho buenas compras, tanto para entregas prontas como para embarques, que alcanzan hasta Setiembre. En América, el mercado es firme i tambien los productores han subido los precios en vista del desarrollo

de la demanda. Las naciones aliadas han colocado importantes ordenes para embarques hasta fin de año.

El precio oficial en Lóndres es de £ 103 a £ 93.

PLATA.—*Standard*, 31 3/16 d; plata fina, 33¹¹/16 d.

ANTIMONIO.—Nominal.—El precio para el Gobierno ingles sigue siendo el de £ 95. En España se vende al precio de 4,500 pesetas tonelada.

ALUMINIO.—Nominal.—El precio a que paga el Gobierno ingles es el de £ 155. En América ha bajado 10 céntimos por libra.

MERCURIO.—£ 16,10.0 por frasco.

NÍQUEL.—£ 225 por tonelada.

PLATINO.—202 s. por onza.

BISMUTO.—11 s. por libra.

CADMIO.—7s. 6d. a 8s. por libra.

SULFATO DE COBRE.—£ 52 en Lóndres, por tonelada.

LATON:

Alambre, 1 s. 4 3/8d. por libra.

Tubos, 1 s. 5 d. por libra.

Planchas, 1 s. 4 7/8 d. por libra.

MINERALES:

Molibdenita (90 por 100 MoS₂ mínimo), 105 s. por unidad.

Wolfram (70 por 100 WO₃ puro, 55 s. por unidad.

Scheelita (70 por 100 WO₂), 55 s. por unidad.

Mineral de cromo.—Precio base de 50 por 100 Cr₂ O₃, 36 s. por tonelada; escala 2 s.

MERCADO DE METALES EN BILBAO.—La casa *Martínez i Otero*, de Bilbao, cotiza los precios siguientes (3 de Abril):

Precio como base del LINGOTE de:

Cobre, 358; Laton, 316; Estaño, 590; Aluminio, 1,200; Metal delta, 413
Alpaca, 950; Plomo, 83; Antimonio, 450 pesetas los 100 kilos.

Metales blancos para anti-fricción garantizados extra:

Babbitt, 340; Tandem, 450; Atlas, 410; Atlas, M. B., 450; Magnolia, 350 pesetas los 100 kilos.

ÚLTIMOS PRECIOS DE LÓNDRES.

Telegramas de la Casa *Bonifacio López Bilbao*:

<i>Cobre</i> .—Cobre standard, al contado.....	£ 131.0.0
—— Best selected.....	136.0.0
—— Electrolítico	140.0.0
<i>Estaño</i> .—G. M.....	200.0.0
—— Ingles, lingotes.....	206.0.0
—— — barritas.....	207.0.0
<i>Plomo</i> .—Español sin plata.....	.342.6
<i>Plata</i> .—En barras stand, por onza Peniques.....	31 ³ /16
<i>Antimonio</i> .—Régulo	95.0.0

MERCADO SIDERÚRJICO ESPAÑOL

Precios de la *Central Siderúrgica*:

	Pesetas por 100 kilógramos
Redondos i cuadrados, segun dimensiones.....	De 42 a 46
Pletinas i llantas, segun dimensiones.....	De 42 a 44
Flejes, segun dimensiones.....	De 45 a 54
Angulos i T.....	44
Vigas I de 8 cm. a 24 cm.....	De 42 a 43
Vigas de 25 cm. a 32 cm.....	44
Hierro en U de 3 a 14 cm.....	44
Hierro en U de 16 a 24 cm.....	45
Chapas de 5½ i mas milímetros	45
Chapas de 3 a 5 milímetros.....	47
Planos anchos.....	45
Chapas para calderas.....	48
Hierros comerciales al carbon vegetal, sobre precio.....	2

Comparacion de precios medios en Inglaterra de *minerales de hierro, lingote, i hierros i aceros comerciales.*

Mineral de hierro:

Productos	Abril 20 1916 s d	Abril 13 1916 s d	Abril 1915 s d
Rubio, Middlesbrough.....	39 6	40 0	30 6
Hematites (Costa Oeste, en las minas).....	—	—	—

Lingote:

Fundicion núm. 3, Middlesbrough...	92 0	98 0	66 0
Warrants Middlesbrough.....	...	96 0	65 10
Warrants escoceses, Glasgow.....	96 0	102 0	72 0
Warrants de hematites, W. Coast....	...	...	...

Hierros:

Staffordshire	£ s d	£ s d	£ s d
Barras, S.....	15 0 0	15 0 0	10 10 0
Barras comunes.....	13 15 0	14 0 0	9 7 6
Carriles de acero.....	10 17 6	10 17 6	7 12 6
Chapas galvanizadas.....	28 0 0	28 0 0	15 10 0
Angulos, Middlesbrough.....	11 2 6	11 2 6	9 5 0
Angulos, Glasgow.....	...	14 0 0	9 10 0
Planchas para la marina, Middlesbrough.....	11 10 0	11 10 0	9 10 0
Planchas Glasgow.....	...	13 5 0	9 7 6
Planchas para calderas, Glasgow.	...	14 5 0	10 5 0
Hojalata Bessemer, South Wales.	33/0-33/6	33/0-33/6	17/0-17/3

PRECIOS DE LOS FERROS I DE ALGUNOS MINERALES I METALES EN INGLATERRA

Segun *The Iron and Coal Trades Review*, los precios actuales de los ferros i metales empleados en la fabricacion del acero son los siguientes:

Ferrocromo: 4-6 por 100 C, £ 38 por tonelada, base 60 por 100, escala 12 s. 6. d. por unidad.

Ferrocromo: 6-8 por 100 C, £ 36 10 0 por tonelada, base 60 por 100, escala 10 chelines por unidad.

Ferrocromo: 8-10 por 100 C, £ 35 por tonelada, base 60 por 100, escala 10 s. por unidad.

Ferrocromo: Especialmente refinado, garantizado máximo 2 por 100 C, en pequeños pedazos para ser empleado en las mejores calidades de acero al crisol £ 86 por tonelada base 60 por 100, escala 24 chelines 3 peniques por unidad.

Ferrovanadio: 33-40 por 100 Va, 15 s. por libra de vanadio contenida en la aleacion.

Níquel: en cubos, 98-99 por 100, escaso, £ 210 a 230 por tonelada.

Ferrosilicio: 75 por 100, £ 48 por tonelada, base 75 por 100 de sílice con escala de 8 s. por unidad.

Ferrosilicio: 45-50 por 100, £ 28,10.0 por tonelada, base 45 por 100, escala 7 s. 6. d. por unidad.

Ferrotitano: 15-18 por 100 Ti i 5-8 por 100 C, 6½ peniques por libra.

Tungsteno metal: 96-98 por 100, 6s, 3 d. por libra.

Ferrotungsteno: 80-90 por 100, 6 s. 1 d. por libra de tungsteno contenido.

Ferromolibdeno: 65-85 por 100 Mo, 18s. por libra de molibdeno contenido.

Cobalto, metal: 96-98 por 100, 8 s. por libra.

Aluminio: 98-99 por 100, £ 155 por tonelada.

Ferrofósforo: 20-25 por 100, £ 16,10.0 por tonelada, base 20 por 100, escala 10 s. por unidad.

Manganeso metálico: 90-95 por 100, sin carbono, 2 s. 8. d. por libra.

Estos precios son netos i entregados en las fábricas de acero de Scheffield

REVISTA MINERA, METALÚRGICA Y DE MINERÍA.



Negocios de Mica

El señor Charles P. Storrs, de la Storrs Mica C.º, Estados Unidos, ha venido al país con el objeto de tomar negocios de mica; pero en la imposibilidad de encontrar rápidamente lo que buscaba hubo de regresar dejando en la Secretaría de la Sociedad Nacional de Minería, Moneda 759, el encargo de recopilarle los antecedentes, muestras, etc., que los interesados quieran enviar para entrar en negociacion.

Damos el presente aviso a fin de cumplir así los deseos del señor Storrs.



Seccion Informativa

BRADEN COPPER CO.

ESTADÍSTICA DE LA PRODUCCION.—JULIO DE 1915 A MAYO 1916

	Julio	Agosto	Setbre.	Octbre.	Novbre.	Dicbre.	Enero	Febrero	Marzo
Toneladas de mineral re- mitidos de la mina al molino.....	88 910	102 010	89 123	120 111	126 364	136 017	110 828	126 005	136 727
Toneladas tratadas en el molino (toneladas secas)	86 919	101 465	89 361	121 090	123 277	138 186	110 541	125 533	135 778
Porcentaje de cobre.....	2.08	2.18	2.07	2.15	2.13	2.20	2.20	2.05	2.21
Toneladas de concentrados producidos.....	7 390	8 698	8 093	10 708	10 426	12 540	10 818	10 969	12 133
Concentrados fundidos (to- neladas).....	8 445	8 447	8 436	11 301	9 412	11 313	12 319	8 931	13 350
Cobre producido, tonela- das.....	1 438	1 429	1 610	1 863	1 841	1 913	2 278	1 589	2 703

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente

Cárlos Besa

Vice-Presidente

José Luis Lecaros

Acuña, Guillermo
Aguirre, Cesáreo
Aldunate Solar, Cárlos
Avalos, Cárlos G.
Blanquier, Juan

Barriga, Cárlos
Elguin, Lorenzo
Gandarillas, Javier
Ghigliotto Salas, Orlando
Lanas, Cárlos

Lira, Alejandro
Maier, Ernesto
Malsch, Cárlos
Pinto, Joaquin N.
Yunge, Guillermo

Secretario

OSVALDO MARTÍNEZ C.

Congreso Chileno de Minas i Metalurjia

SESION DE APERTURA

El Mártes 25 de Abril, a las 5 de la tarde, inauguró solemnemente sus sesiones el Congreso organizado por la Sociedad Nacional de Minería.

S. E. el Presidente de la República quiso honrar especialmente el acto con su presencia, asistiendo en compañía de los señores Ministros de Industria i Relaciones, señores Anjel Guarello i Ramon Subercaseaux.

El edificio despues de las reformas i arreglos hechos para esta ocasion, severamente adornado, presentaba un hermoso golpe de vista.

El Comité Directivo esperaba a S. E. i a su llegada le acompañaron hasta el Salon de Honor, donde debia tener lugar la sesion inaugural.

Ocupó el centro de los asientos de honor S. E. quien tenia a su derecha al ex-Presidente de la República, don Ramon Barros Luco, i al Ministro de Industria, don Anjel Guarello, i a su izquierda, al presidente del Congreso de Minas i Metalurjía, don Cárlos Besa, i el Ministro de Relaciones Exteriores, don Ramon Subercaseaux.

Los demas asientos eran ocupados por el Rector de la Universidad, don Domingo Amunátegui Solar; don Marcial Martínez; el Senador de la República, don Cárlos Aldunate Solar; el Sub-Secretario de Industria, don

Luis Schmidt; el Sub-Secretario de Ferrocarriles, don Moises Vargas; los miembros del comité directivo del Congreso; el directorio de la Sociedad Nacional de Minería.

Ademas, habia una numerosa concurrencia de distinguidas personalidades de nuestro mundo político, industrial i social.

La sesion tuvo lugar en seguida de acuerdo con el siguiente programa:

1. Cancion Nacional, orquesta.
2. Discurso del señor Ministro de Industria i Obras Públicas, don Anjel Guarello.
3. Mozart, obertura.
4. Discurso del señor presidente del Congreso, don Carlos Besa.
5. Grieg, Danza Arabe, orquesta.
6. Reseña del Congreso, lectura de antecedentes, por el secretario jeneral, don Osvaldo Martínez C.
7. Soussa, marcha final.
8. Visita a los salones de la exhibicion de productos mineros i metalúrgicos, organizada por el Congreso.

Insertamos a continuacion los discursos pronunciados:

Discurso del Ministro señor Guarello.

Señores: S. E. el Presidente de la República se complace en concurrir a la instalacion del Congreso Chileno de Minas i Metalurgia, en que la Sociedad Nacional de Minería ha querido cristalizar sus anhelos de reforma a lo existente i de impulso a las fuerzas latentes que vigorosas esperan la colaboracion colectiva.

La riqueza de nuestro suelo i de nuestro sub-suelo, todavía en gran parte inesplorados, los progresos industriales en el ramo de la minería con que otros paises vienen a despertarnos de la inercia de los últimos años i los resplandores que a oleadas nos llegan de los nuevos procedimientos científicos i de la labor i aprovechamiento, fruto del jenio humano, que arranca sus secretos a la química i domina i esclaviza a su servicio la electricidad i demas fuerzas de la naturaleza, son hechos que se imponen a la conciencia nacional i pueblo i Gobierno mancomunados deben orientar sus actividades, fijar rumbos i buscar para el país situacion permanente en el concierto económico de los pueblos.

La reforma de nuestra lejislacion minera, en cuanto ella entorpece, ata i entrega a la inercia, fuerzas que serian vida, progreso i riqueza, queda sometida a la consideracion intelijente de los miembros de este Congreso.

El estudio de las condiciones actuales en que se desarrolla la minería, determinar sus modificaciones, habrán de ser materias de la preferente atencion de este Congreso.

Sus relaciones con las industrias agrícolas, mecánica i fabril, en las que el elemento nacional debe encontrar su mas eficaz cooperacion, son puntos sobre los cuales la ilustracion de los miembros del Congreso proyectará luz i sabias proposiciones.

I por sobre todo, indicar el estímulo debido a la enseñanza minera, enaltecer la carrera del ingeniero de minas, i en jeneral, adoptar resoluciones en orden a la formacion de un personal idóneo i numeroso es labor preferente de vuestra atencion.

El Gobierno concurre a esos anhelos.

En obsequio a la minería estudia la mejor organizacion i explotacion de las redes ferroviarias del Norte, uniforma sus tarifas i las revisa nuevamente, para llegar por el transporte cómodo i al menor costo que la explotacion lo permita, a procurarle un auxilio eficaz.

En orden de mejorar la condicion de los muelles i malecones de algunos puertos del Norte i del Sur, el consejo oportuno a empresas particulares ferroviarias o de embarques, son actos de la actual administracion que pronto se traducirá en números que aliviarán los renglones de las partidas de salidas en los libros de contabilidad de nuestros mineros.

Un concienzudo plan de obras en nuestros puertos del Norte i del Sur, en cuanto los recursos fiscales lo permitan, llevará a ellos la corriente de minerales desde la vértebra ferroviaria, evitando gastos considerables en el acarreo.

Pero, si el ramo de comunicaciones i trasportes es de atencion preferente del Gobierno, mayor lo es estimular i desarrollar la enseñanza minera integral.

En breve la Escuela de Copiapó recibirá un mayor desarrollo, i la reorganizacion de la de La Serena, con arreglo a las indicaciones desde tiempo atras ya hechas por la Sociedad Nacional de Minería, marcará el impulso inicial de la nueva accion del Gobierno, como ya ella en estos dias se ha hecho sentir en la enseñanza industrial de hombres i de mujeres i en la enseñanza agrícola.

De las industrias de que vive la economía nacional, son las mineras las que contribuyen con el noventa por ciento de nuestra produccion de esportacion, i son la vida de las demas industrias del pais. Sin embargo, en el presente año, el Gobierno sólo dispone para atender a esa enseñanza de una suma equivalente al 9% del total de las tambien escasas sumas destinadas a la enseñanza i fomento agrícola industrial.

La industria del carbon, del cobre i del fierro se desarrollan en tal forma que alcanzarán i deberán sustituir con ventaja al portentoso desarrollo que ya ha alcanzado el salitre.

El número de faenas mineras en el pais es de algunos centenares i su casi totalidad está en manos de un personal falto de preparacion técnica, hecho en que principalmente debe buscarse los continuos fracasos de este jénero de negocios.

El Gobierno confiará la enseñanza elemental i secundaria, que formará nuestros futuros sub-ingenieros de minas, fundidores i ensayadores, a una direccion, como ya lo ha hecho con las enseñanzas agrícolas e industrial, i preparará los elementos para fundar la Escuela Superior de Minas, aportan-

do así a la industria el cerebro nutrido, el brazo diestro i el ojo avisor de que tanto necesita la industria minera de Chile.

Pero el Gobierno comprende que existe para él una obligacion superior, el reconocimiento i el estudio de la riqueza mineral, colocar a la vista de nuestros conciudadanos los yacimientos hoi ocultos o desconocidos, apreciar su estension e importancia, acumular los antecedentes i practicar los estudios para su mejor aprovechamiento, i reunir en la administracion un conjunto de elementos, de manera que ella sea a la vez fuente verdadera de informacion, ilustrada consejera i palanca poderosa de impulso i auxiliar eficaz de las iniciativas i empresas de los particulares.

I para estos efectos, el Gobierno procura organizar desde luego en el Ministerio de Industria i Obras Públicas su labor constructora, estableciendo separadamente, pero en un conjunto armónico, las secciones de carbones i petróleos; cobre i minas metálicas, salitre, sales potásicas i bórax; i la seccion de jeología: colocada cada una bajo la intelijente direccion de un esperto especialista, que al desempeño de sus empleos i al servicio público estén ademas ligadas su crédito i honor profesional.

Quedará así cimentada la obra, hoi modesta, mañana magnífica, que S. E. el Presidente de la República desea ver realizada mediante la accion conjunta del Congreso i de nuestros mineros e industriales, que quedará entregada principalmente a la custodia i a la accion del Cuerpo de Ingenieros de Minas de Chile, que el Gobierno propicia establecer.

Señores miembros del Congreso de Minas i Metalurjia: que vuestra obra corresponda a vuestros deseos, i que de vuestras deliberaciones resulten dictados i enseñanzas que el Gobierno se apresurará a prohiar.

DISCURSO DEL PRESIDENTE DEL CONGRESO DON CÁRLOS BESA

«Excmo. señor; señores Ministros; señores: El Congreso cuya inauguracion os habeis dignado solemnizar hoi con vuestra presencia, no será un torneo científico en el cual se discutan problemas de índole meramente especulativa.

Es un llamado que la Sociedad Nacional de Minería ha hecho a todos los chilenos, a todos los que se interesen por el progreso de la industria minera, porque la verdad es que en Chile todos somos mineros.

Muda testigo ha sido ella de los esfuerzos de varias jeneraciones, i si a muchos ha premiado con el éxito, no pocos son tambien los que han caido bajo el peso de adversa suerte.

Ruda ha sido, señores, la tarea de los fundadores de la minería chilena, i si algun éxito se ha alcanzado, ello se ha debido únicamente a los elementos con que la propia naturaleza quiso dotar a los primeros luchadores. Corazon de oro, pecho de cobre i brazos de fierro, fueron los elementos ca-

racterísticos de esa lejion de titanes que nos legaron el descubrimiento de «Andacollo», «Arqueros», «Brillador», «Chañaral», «Cachinal», «Caracoles», «Carrizal», «Chañarcillo», «Chuquicamata», «Garin», «Gatico», «Guantajaya», «Inca», «Lomas Bayas», «Morado», «Ojancos», «Punitaqui», «Panulcillo», «Potrerillos», «Puquios», «Salado», «Sierra Gorda», «Tamaya» i «Tres Puntas».

En abierta i pujante lucha con la suerte i con los obstáculos que la cordillera opone a los que contra ella se atreven, pusieron ellos de manifiesto los ricos veneros que allí se ocultaban, i así fué cómo esa jeneracion logró los primeros frutos i dió el mas alto ejemplo de tenacidad i constancia, ya que los medios de vida de aquella época exigian para todo un mayor esfuerzo.

La esplotacion superficial de esos centros mineros fué en seguida relativamente de corta duracion i sus altas leyes dieron a Chile un período de prominencia en el mercado mundial, que desgraciadamente no habria de durar largos años.

Como consecuencia de una guerra internacional, el salitre vino despues a distraer la atencion, i el cobre, el oro i la plata pasaron a segundo término i su decadencia empezó a dejarse sentir, aumentada por el hecho de que las altas leyes de la superficie iban disminuyendo poco a poco a profundidad.

I esos grandes asientos de riqueza, que durante treinta o mas años tuvieron una vida tan intensa, se fueron abandonando uno a uno para quedar a la expectativa del capital que ha de venir a darles el nuevo empuje requerido por el trabajo a profundidad.

I esta es la situacion que hace diez años se presentaba i que hoi ha variado con la entrada de capitales franceses, ingleses i americanos.

«Collahuasi», «Chañaral», «Potrerillos», «Chuquicamata», «Catemu», «Naltagua», «El Teniente», son solamente los precursores, i lo que aun queda por esplotar representa muchas veces mas lo que valen todos ellos juntos.

La radicacion de estos capitales en nuestro suelo tiene para nosotros una doble importancia.

Han venidos ellos a dar vida a grandes centros de produccion que en tiempo no lejano han de colocarnos en el lugar que nos corresponde entre los paises productores de cobre; han valorizado con sus ferrocarriles u obras de trabajo grandes estensiones de terreno que hoi dia son centros activos de comercio; han aumentado el mercado de nuestros productos agrícolas i han ocupados brazos que tienen un trabajo seguro i remunerativo.

Pero toda esta obra de civilizacion i progreso tiene un valor secundario si consideramos el efecto moral que de estos ejemplos se ha derivado.

El letargo en que permanecieron nuestras minas despues del primer período, había llegado a hacer creer que la minería ya no existia sino en la mente de algunos ilusos, i hasta se agregaba enfáticamente que el porvenir de Chile estaba en la agricultura i en las industrias fabriles.

Los capitales extranjeros han venido a despertarnos, a desvanecer el

error, a convencer a los rebeldes, a levantar el velo del olvido con que se queria cubrir nuestras minas.

I hoi dia nadie puede negar que la minería moderna, la minería industrial, la de las bajas leyes i de grandes masas empieza recien a vivir en Chile.

Hablando en términos mineros, habíamos ocupado hasta hoi el tiempo en el *muestreo* de nuestra riqueza. Falta ahora la cubicacion i el beneficio.

La Sociedad Nacional de Minería, fiel al espíritu de sus organizadores, que allá por el mes de Agosto de 1883, le fijaron la obligacion de velar por los intereses de la industria, no ha descansado ni un momento ni ha desperdiciado ocasion para reclamar la preferencia que se merecen todos los problemas relacionados con su impulso i desarrollo. Mucho ha conseguido, pero aun queda mucho por hacer.

Es por eso que esta vez he querido convocaros a todos vosotros, para que unidos en un mismo propósito tracemos un plan de trabajo que sea la resultante de la opinion jeneral.

Es preciso que demostremos al pais entero que nuestras fuerzas i energías se conservan intactas i que el alma de los primeros luchadores existe latente entre nosotros.

Basta pasar una lijera revista a las diferentes ramas de la produccion minera para demostrar que ese plan de trabajo deberá consultar medidas que afectan a todas i a cada una.

Oro.—La produccion de oro viene decayendo en tal forma que desconcertaria a cualquiera que no conociera sus causas.

La cifra de 400 kilos en 1915 resulta insignificante comparada con la del año de mayor produccion, que fué 1899, año en que se alcanzó a mas de 2,000 kilos.

¿Quiere esto decir, por ventura, que el oro se ha agotado en Chile?

Significa solamente que las leyes altas de la superficie ya se terminaron; hai que ir ahora a profundidad, reconocer jeológicamente, rehabilitar los depósitos antiguos, lavar las arenas de los ríos, separar el oro contenido en el cobre, cianurar los desmontes abandonados, trabajar, en una palabra, industrialmente i con los métodos modernos.

Plata.—De la plata podemos decir igual cosa.

No puede suponerse agotamiento por el hecho de que la produccion de 1915 fuera de 38,000 kilos contra 220,000 kilos en 1887.

Hai que buscar la causa en la misma fuente.

Abandono de los veneros por el empobrecimiento de sus leyes; falta de estudio del sub-suelo, deficiencia en los métodos de beneficio han contribuido a formar mala atmósfera al rededor de los negocios de esta naturaleza, i a pesar de que los minerales de plata se encuentran en abundancia, son pocos los actualmente objeto de alguna explotacion.

Seguramente que concebir un plan de resurjimiento de la industria de la plata no es tarea difícil. Demandará talvez sacrificios i tiempo; pero la

compensacion seria enorme puesto que hai suficiente base para esperar-lo así.

Fierro.—Si hablamos del fierro el problema se presenta de mas fácil solucion.

Sabemos que los depósitos superficialmente reconocidos hasta ahora, dan la seguridad de que Chile ofrece al mundo una reserva de fierro para muchos centenares de años.

Ignoramos sin embargo, cual es la verdadera estension i profundidad de estos yacimientos i nada hemos hecho por valorizarlos con trasporte económico i obras de puerto que faciliten su movilizacion.

No hemos estudiado el problema mas importante con relacion a esta sustancia i es la apropiacion de nuestros combustibles a su fabricacion, que en otros paises se ha resuelto con propiedad; en Suecia se fabrica el mejor acero con carbon de leña i en otros paises con carbones análogos a los nuestros.

Es un hecho incontrovertible que el porvenir de las naciones está basado en el fierro, i nosotros que lo tenemos en abundancia lo traemos de lejanos paises para nuestro consumo.

Construyamos ferrocarriles a la costa, hagamos buenos muelles, levantemos hornos i digamos en seguida que somos ricos en fierro.

Manganeso, plomo, zinc, níquel, cobalto, molíbdeno, tungsteno, mercurio, llevan una vida lánguida, incipiente, entregados a su propia suerte.

Necesitan estímulo en forma de reconocimientos jeológicos, por medio de sondajes, pruebas prácticas de beneficio, medios de trasporte, combustible barato, crédito, etc.

Pero donde el problema reviste caracteres de trascendencia es en la industria del cobre.

Es ella la que regula los negocios mineros de todo el pais i alrededor de ella se reunen todas las necesidades que hoi dia afectan a la minería.

La produccion de 1915 fluctuó alrededor de 46,000 toneladas, de las cuales un 33% proviene de capitales i esfuerzos netamente nacionales i el resto de los extranjeros.

El año de mayor produccion en el primer período de la industria, fué el de 1876 i alcanzó a 52,000 toneladas, siendo mas del 90% de nacionales.

Sin embargo, las 52,000 toneladas finas de cobre producidas en 1876 provenian de 400,000 toneladas de minerales de 15%, i las 46,000 toneladas de 1915, provinieron de 1.400,000 toneladas de minerales de 4%.

Lo que prueba matemáticamente que la cuota de los nacionales ha venido disminuyendo en relacion con el empobrecimiento de las leyes.

I el capital extranjero, en cambio, se ha lanzado de lleno a la explotacion de las grandes masas, a aquellas que, como dije anteriormente, empiezan recien a ser objeto de atencion industrial.

Yacimientos como «El Teniente», «Chuquicamata» i «Potrerillos», tene-

mos muchos en el país i no exajero si digo que toda la cordillera es un solo block mineralizado.

I bien, señores, ya tenemos el ejemplo.

Los métodos modernos de beneficio que nos han traído las empresas norte-americanas, i de los cuales hai algunos modelos en la exhibicion que en un momento mas visitareis, permiten el aprovechamiento remunerativo de los minerales mas pobres, de aquellos con que hace apenas 50 años se empedraban las calles de las ciudades del norte.

Hai un error, cuando se dice que para ello es menester invertir millones de pesos.

¿Por qué no hemos de poder hacer nosotros en menor escala lo mismo que los norte-americanos hacen en grande?

No es a mi juicio, solamente la fuerza del gran capital la que triunfa i vence los obstáculos. Es el convencimiento íntimo que tiene la Gran República del Norte de que la base de toda prosperidad está en las minas; es el empuje de una raza convencida.

I aquí en Chile, señores, el minero ha llegado a ser una especie de alucinado, un idealista.

Nos ha faltado el apoyo moral i material. Inútiles han sido nuestros esfuerzos para vencer el apatismo, el hielo, la indiferencia con que se nos ha mirado.

¿Qué de extraño tiene entónces que yo sostenga que el capital extranjero ha venido a despertar al país, a recordarle que tenemos una cordillera vírjen, a resucitar el recuerdo de esos primeros esforzados campeones que explotaron el desierto de Atacama?

I tengo fe en que este empleo ha de bastar para que se reconozca el ardor i el entusiasmo de nuestros antepasados.

Prueba de ello es la buena acogida que os habeis dignado prestar al llamado de la Sociedad Nacional de Minería.

Como chilenos i como mineros debemos adoptar el lema «La union es la fuerza» i trabajar conjuntamente en pro de nuestros ideales.

Tenemos en nuestra sangre el espíritu de una raza fuerte, i, si en él confiamos i en su nombre nos unimos, tendremos que triunfar.

Hoi mas que ántes necesita el minero fuerzas i constancia para arrancar a la tierra sus riquezas, pero para ello están tambien los elementos de trabajo ideados por el moderno progreso.

Si hasta hoi hemos luchado solos, ha llegado el momento de reclamar vigorosamente la atencion que a la minería corresponde entre las ramas industriales fomentadas por los Poderes Públicos.

La lei de presupuestos del año en curso consulta en diversas partidas las siguientes sumas en beneficio de las industrias del país:

Enseñanza i fomento de la agricultura, \$ 1.442,331.

Enseñanza i fomento de industrias fabriles, \$ 1.337,365.

Enseñanza i fomento de la minería, \$ 290,000.

Lo que suma un total de \$ 3.213,766, en el cual participa la minería con un 10%.

Ante vosotros, huelgan los comentarios; basta decir que necesitamos un Cuerpo de Ingenieros de Minas i. un Instituto Jeológico, que hagan el reconocimiento del sub-suelo i levanten el plano jeológico del pais, un Cuerpo que practique el inventario de nuestra riqueza minera, que forme el catastro de las minas i evite los juicios de hoi dia, que sienta la estadística sobre base segura, que dé consejos a los mineros en la técnica del trabajo, que guie, en fin, los pasos de esta industria para el mejor aprovechamiento de la materia prima i que la ponga a la altura que exige el progreso del mundo.

Una industria como la del cobre, que produce anualmente alrededor de 35 millones de pesos oro, reclama mayor atención. La han tenido la agricultura i los ramos fabriles, justo es que a la industria matriz se la saque de su abandono i ella corresponderá con creces.

Formemos en el Ministerio la Sub-secretaría o a lo ménos la Sección de donde dependan los servicios relativos a la minería; démosle un Cuerpo de ingenieros de minas i jeólogos que hace mas de 20 años es pedido i que el Código de Minería vijente, promulgado en 1888, estatuye en sus disposiciones; conformemos la legislación a las necesidades del progreso; eduquemos en nuestras escuelas hombres aptos para el trabajo moderno; construyámosle ramales de ferrocarriles a la costa; habilitemos nuestros puertos del Norte con obras que abaraten el embarque i desembarque de productos; establezcamos tarifas ferroviarias económicas; ayudemos al minero pobre que lucha con la falta de crédito i del capital i tendremos la seguridad que en corto plazo solamente el cobre habrá pagado suficientemente los sacrificios que se hagan.

Haremos así obra de nacionalización i habremos encaminado una industria que hoi marcha desorientada, sin rumbo, i condenada a creer que la fuerza del gran capital es incontrarrestable.

No quiero culpar en absoluto al salitre de este olvido en que hemos dejado a nuestra minería metálica, pero la verdad es que a él corresponde una gran parte.

El derecho de esportación que sobre él pesa, i que nuestras pastas metálicas no han podido aun ofrecer, constituye una fuerza de entradas que le han hecho acreedor a las mejores atenciones.

Sin embargo, tiene hoi dia tambien el salitre problemas que afectan gravemente su porvenir i cuya solución reviste caracteres apremiantes, a medida que el progreso de las industrias químicas le va arrebatando su campo de consumo.

Seria fatigaros demasiado el presentaros el problema siquiera sintetizado en sus líneas jenerales.

Necesitaria para ello exhibir cifras i datos que para vosotros son bastante sabidos, ya que el conocimiento de la industria salitrera se ha con-

siderado como rama independiente de la minería i puesta en todo momento al alcance de cada uno, como asunto familiar que a todos nos afecta.

Bastará que aquí me refiera a la necesidad, mas bien dicho a la urgencia, que hai en estudiar el mejor aprovechamiento de la materia prima, que hoi dia se desperdicia en fuerte proporcion, impulsando a los nuevos procedimientos; para el abaratamiento del costo de produccion; mejorando los medios de acarreo i embarque; el cateo i cubicacion exacta de la riqueza de la pampa inexplorada; el levantamiento del plano jeológico de toda la zona salitrera; a la concentracion de las ventas con intervencion del Estado, para eliminar en lo posible intermediarios; al desarrollo, en fin, de un programa completo de política salitrera que le dé a esta industria la estabilidad a que tiene derecho en el comercio universal.

Entretanto, viviremos en continua alarma i zozobra, espuestos i sujetos en todo momento a los trastornos que pueda ocasionar la política exterior.

I en esta ya larga enumeracion me resta aun que hablaros del borato, de las sales potásicas, del azufre, de la cal, del yeso i de la sal, industrias que cada una podria dar materia suficiente para un intercambio comercial con el extranjero de proporciones vastísimas.

Han tropezado, sin embargo con los mismos obstáculos enumerados para las demas sustancias.

Estudiemos su constitucion jeológica i reconozcamos científicamente su importancia; hagamos esperiencias prácticas de su aplicacion industrial: démosle trasportes baratos i fletes abundantes con una Marina Mercante Nacional i habremos abierto un campo inexplorado de riqueza de larga duracion.

La industria carbonífera reclama, a su vez, decidida atencion procurando su mas amplio desarrollo.

Pagamos anualmente al extranjero 1.500,000 toneladas de combustibles para completar nuestro consumo que significa un tributo de mas de 40 millones de pesos oro, i sin embargo, tenemos yacimientos de carbon para todas nuestras necesidades.

Falta estudiar su aplicacion a todos los usos industriales; resolver la fabricacion del coke metalúrgico; dotar a la zona carbonífera de fuerza motriz barata; reconocer jeológicamente las reservas; constituir la propiedad sobre bases mas liberales; abaratar los fletes ferroviarios; habilitar sus puertos; desarrollar en una palabra, su produccion a los mayores límites posibles.

La existencia del petróleo en el Sur del pais es un hecho ya científicamente comprobado i hai absoluta necesidad de organizar los reconocimientos i sondajes en un plan metódico i técnico que evite la pérdida de enerjías i capitales a que pudiera llegarse por falta de estudios previos.

El Estado debe tomar intervencion i participar en una riqueza que debió entregar bajo ciertas condiciones i no libremente.

Resumiendo, señores, ha llegado ya el momento en que debemos organizar la industria minera nacional sobre bases seguras i definitivas.

La guerra europea ha venido a poner de manifiesto que somos un país tributario, a pesar de que podemos abastecernos a nosotros mismos.

El horizonte que se nos presenta para una vez terminado el conflicto es mui amplio i despejado.

Nuestro cobre, nuestro fierro, nuestro salitre serán demandados de todas partes del mundo i nada mas lógico que nos preparemos para hallarnos en condiciones de suplir la demanda.

La Sociedad Nacional de Minería viene luchando hace varios años por la realizacion de cada una de estas medidas, pero ha tropezado con dificultades insuperables i ahora que ha llegado el momento mas oportuno reclama vuestro esfuerzo para formar un programa de política minera que abarque todos sus problemas i necesidades.

Estudiemos la mejor manera de llevarlo a la práctica, allanemos las dificultades, tratando de alivianar al Estado, cargándole sólo aquellas medidas que no estén a nuestro alcance i el Congreso que hoi se inaugura habrá dado resultados prácticos.

Contamos con el apoyo decidido i varias veces manifestado de la nueva administracion de la República, demostrado ademas con la presencia en esta sesion del Excmo. señor Presidente de la República, de los señores Ministros de Estado i miembros del Congreso Nacional.

Antes de terminar esta ya larga aunque concentrada esposicion de nuestro programa, debo decir que los trabajos preliminares de la idea del Congreso, su preparacion i desarrollo, han revelado constancia e intelijencia del señor Secretario de la Sociedad Nacional de Minería, don Osvaldo Martínez C., quien ha sido secundado por el jefe del Laboratorio don Luis Nelson. El señor don Ramon Barros Luco, aquí presente, le prestó la inmediata adhesion de su Gobierno i quiso estar permanentemente impuesto de nuestros trabajos.

No desmayemos, pues, señores, i con fe i entusiasmo tracémosle a los Poderes Públicos en este Congreso el programa de trabajo que necesitamos, programa que en esta forma irá reforzado por el clamor de todos los mineros de Chile.

He dicho.

DISCURSO DEL SECRETARIO JENERAL, DON OSVALDO MARTINEZ C.

Excmo. señor, señores Ministros, señores:

Voi a molestar vuestra atencion, nada mas que dos minutos.

Manisfestados ya por el señor presidente del Comité Directivo, los fines que se han perseguido al organizar este Congreso, cábeme solamente referirme al mecanismo de su funcionamiento.

Ya en el año 1894, con motivo de la gran Exposicion Minera i Metalúrgica de aquella época, la Sociedad Nacional de Minería habia convocado a los mineros de la República a un torneo análogo i él ha servido de base para organizar el que acaba de ser oficialmente inaugurado en este momento.

El artículo 11 del Reglamento Jeneral establece la division del Congreso en seis secciones.

- 1.^a Minería metálica i metalurgia;
- 2.^a Salitre, borato, sales naturales, azufre i guano;
- 3.^a Carbon i petróleo;
- 4.^a Jeología i mineralojía;
- 5.^a Lejislacion; i
- 6.^a Enseñanza minera.

De esta manera se han abarcado las principales ramas que constituyen el conjunto de la industria, con todas las fases que presenta el estudio de sus problemas.

Se ha dejado en ella absoluta libertad para que cada cual desarrolle sus ideas en forma de trabajos escritos, como ha sido siempre la norma de estas reuniones, pero el Comité Directivo ha querido asegurar el éxito, presentándole a cada una en forma de cuestionarios todos los principales problemas i necesidades, por cuya solucion viene clamando hace tiempo la Minería.

Corren estos cuestionarios impresos en un folleto especial, que me ahorraré su lectura.

No significan ellos un marco riguroso de trabajo. El Comité Directivo ha querido solamente guiar la discusion i el estudio de las materias a un resultado eminentemente práctico, que permita abrigar la seguridad de que el presente Congreso fijará rumbos definitivos a la industria.

Si algun punto ha olvidado en los cuestionarios, si alguna cuestion no ha sido incluida, vosotros quedais en completa libertad de salvar las omisiones.

Los trabajos inscritos para ilustrar los debates, son 45, i la preparacion de sus autores abona el interes con que serán acogidos.

Las seis secciones trabajarán diariamente hasta el Mártes 2 de Mayo, bajo la presidencia de las siguientes personas:

- 1.^a Seccion.—Don Javier Gandarillas Matta;
- 2.^a Seccion.—Don Manuel Salinas;
- 3.^a Seccion.—Don Juan Blanquier;
- 4.^a Seccion.—Don Ernesto Maier;
- 5.^a Seccion.—Don Cárlos Aldunate Solar; i
- 6.^a Seccion.—Don Joaquin N. Pinto.

La 1.^a, 2.^a, 3.^a i 5.^a, funcionarán aquí en los salones de la Sociedad Nacional de Minería.

La 4.^a i la 6.^a, en la Universidad del Estado.

Segun el Reglamento respectivo, las sesiones no podrán durar mas de dos horas. La primera se destinará a la discusion i aprobacion de los cuestionarios, i la segunda a la lectura i discusion de los trabajos inscritos.

Terminado el trabajo de las secciones, el Comité Particular de cada una, redactará un informe final, que comprenda todas las conclusiones aprobadas, informe que pasará al Comité Directivo el Mártes 2 de Mayo.

De estos informes se dará cuenta en la sesion de clausura.

Las actas de las sesiones, los informes finales i los trabajos aprobados, se publicarán despues en volúmenes especiales, que constituirán el Archivo del Congreso, para perpetua memoria.

Pero el resultado práctico no consistirá en esto solamente, sino que en programa de política minera i salitrera que vosotros vais a dictar en las sesiones de trabajo.

Este programa lo elevará el Comité Directivo al Supremo Gobierno, i en el curso de los años venideros i a medida que las circunstancias lo permitan, habrá solamente que referirse a él, para encontrar allí las medidas que han de adoptarse para el impulso de la industria.

Las proporciones dadas al Congreso han ido siendo aconsejadas por el entusiasmo con que vosotros mismos, que sois los interesados, habeis acogido nuestra invitacion.

La modesta exhibicion de productos, que en un momento mas se honrará con vuestra visita, fué concebida por la anterior administracion de la República i aceptada sin temor por la Sociedad Nacional de Minería, que se vió alentada con el apoyo del Supremo Gobierno.

El señor Barros Luco creia así agregar un interes mas al Congreso i nos ofreció todo su concurso.

Los señores representantes de los intereses de las provincias del Norte, en la Cámara de Diputados aportaron también su contingente, solicitando los fondos necesarios.

I por último, el actual primer Majistrado de la República, Excmo. señor Juan Luis Sanfuentes i sus Ministros de Estado han permitido que todos los proyectos i preparativos pudieran hacerse efectivos.

I en este apoyo decidido que nos están dispensando los Poderes Públicos, nos fundamos para abrigar la certeza de que el Congreso ha de dar provechosos resultados.

Tiempo era ya que se nos ayudara i estoi seguro que la leccion objetiva que suministrará la exhibicion ha de servir para consolidar el apoyo que se nos debe.

Los muestrarios de productos que vais a recorrer, no tienen las pretensiones de una Exposicion, ya que esta sola palabra envuelve la idea de maquinarias, productos i elementos de trabajo, que para reunirlos requiere fuertes desembolsos.

Nosotros no tenemos espacio ni dinero suficiente, ni está tampoco la situacion para afrontar estos compromisos.

Hemos querido solamente agrupar en poco volúmen, todo lo mas importante que hoi dia se explota i lo que aun permanece inactivo, para que, al lado del Museo Mineralógico, que ya teníamos i que representa el pasado de la industria, venga a completar el esponente de nuestra riqueza i poder ofrecer así al extranjero que nos visite, un libro abierto donde lea el pasado, el presente i el porvenir de la Minería chilena.

Si con el Congreso i la exhibicion se logra el objeto que deseamos, podremos anotar el año 1916 con letras de oro en las páginas de la historia de la Minería nacional.

LAS SESIONES

Desde el dia siguiente empezaron a reunirse las diversas Secciones para ocuparse de los asuntos que les habian sido propuestos.

Largo seria detallar la labor realizada, pero ella se encuentra en el Volúmen Oficial del Congreso, por lo que hemos creido inoficioso reproducir aquí íntegramente las actas, informes, conferencias, etc.

Durante 10 dias i con el mayor entusiasmo sesionaron diariamente todas las secciones con numerosa asistencia.

La 1.^a Seccion «Minería Metálica i Metalurjia» funcionó en la Biblioteca de la Sociedad Nacional de Minería, bajo la direccion de su respectivo Comité Particular, compuesto por el distinguido Ingeniero señor Javier Gandarillas, como Presidente, i por el ingeniero de Minas don Nicolas Ugalde, como Secretario.

Se estudiaron en ella asuntos de gran interes para la industria i se llegó a conclusiones netamente prácticas, cuya aplicacion ha de acarrear seguramente provechosos resultados.

El Profesor de explotacion de minas de la Universidad de Chile, Dr. Berthold Koerting, dictó una brillante conferencia sobre las principales causas de los fracasos en las empresas mineras, dejando constancia de que ellos se deben especialmente a la poca intervencion que se da en los negocios a los hombres técnicos.

La 2.^a Seccion «Salitre, borato i sales, azufre i guano» sesionó en el Salon de Honor de la Sociedad bajo la presidencia del Senador de la República don Manuel Salinas, actuando como Secretario el señor Enrique Kaempffer.

Se estudiaron en esta Seccion los diversos problemas que hoi afectan a la industria salitrera, orijinándose con este motivo interesantes debates.

Concurrieron especialmente invitados prestigiosos salitreros de Valparaiso, que contribuyeron eficazmente a la solucion de las cuestiones en estudio.

Las conclusiones a que llegó esta Seccion envuelven un programa com-

pleto de la política salitrera i las medidas que allí se proponen deberán ser tomadas mui en cuenta por el Supremo Gobierno, ya que en su estudio intervinieron los hombres mas preparados en tan importante cuestion.

Los señores Manuel A. Prieto i Santiago T. Humberstone dictaron interesantes conferencias sobre mejoras en los procedimientos de elaboracion, demostrando con pruebas prácticas los últimos adelantos en la materia.

La 3.^a Seccion «Carbon i Petróleo» sesionó bajo la direccion de los ingenieros de Minas señores Juan Blanquier, como Presidente, i Hernan Pinto V., como Secretario.

Se estudió íntegramente el Cuestionario correspondiente resolviendo con precision todos los puntos en él consultados.

Gran importancia dió esta seccion al estudio del desarrollo futuro de la produccion carbonífera i al mejor aprovechamiento industrial del combustible, contando para ello con la cooperacion de distinguidos especialistas que concurrieron a sus debates.

La cuestion petrolífera fué tambien resuelta en toda su amplitud recomendando al Gobierno las medidas que deban tomarse para encauzar a esta nueva industria en su verdadero camino.

La 4.^a Seccion «Jeología i Mineralojía» celebró sus reuniones en el Instituto Jeológico de la Universidad de Chile, presidida por el Profesor del ramo, Dr. Ernesto Maier, i actuando como Secretario el señor Ricardo Vallejo C.

Resolvió su programa rápidamente terminado, como era natural, por recomendar la inmediata creacion de los servicios jeológicos de la República con carácter de organizacion permanente, como único medio de conocer la riqueza minera del pais i dar a la industria minera el verdadero rumbo científico de que hoi adolece.

La 5.^a Seccion «Lejislacion» fué presidida por el Senador de la República, señor Cárlos Aldunate Solar, haciendo de Secretario el señor Cárlos Aldunate Errázuriz.

La labor de esta Seccion fué bastante ardua, ya que su programa era mui vasto, i el Congreso hubo de prorrogarse por tres dias a fin de terminar el estudio de todos sus puntos.

La asistencia a esta Seccion fué mui numerosa i la discusion de cada punto era materia de largo i detenido debate.

Se tomó como pauta el Cuestionario Oficial i gracias a esto pudo llevarse el estudio i discusion de las materias en riguroso orden, ciñéndose estrictamente a la misma disposicion observada en el Código de Minería.

Como acuerdo previo se adoptó el de aprobar en todas sus partes el Proyecto de Reforma presentado al Gobierno por la Sociedad Nacional de Minería, adaptando a él los acuerdos que se tomaren respecto de las materias propuestas en el cuestionario Oficial.

La urgente reforma de la lejislacion vijente puede decirse que queda

salvada con el Proyecto de la Sociedad i con los acuerdos del Congreso. Falta solo la buena voluntad de la Cámara para llevarla a cabo i darle carácter de lei de la República.

La 6.^a Seccion «Enseñanza» funcionó en la Universidad de Chile, bajo la presidencia del Ingeniero, señor Joaquin N. Pinto, actuando como Secretario el señor Horacio Meléndez.

Adoptó diversos acuerdos tendientes a mejorar la enseñanza superior i, con relacion a los estudios secundarios, esta Seccion tuvo la satisfaccion de ver inmediatamente implantados, mediante la buena disposicion del señor Ministro de Industria, los acuerdos propuestos.

En efecto, ántes de terminado el Congreso, un Decreto Supremo ordenó poner en vijencia en las Escuelas los programas aprobados, cambiando el nombre de las Escuelas por el de «Escuelas Secundarias de Minería» i poniendo término al otorgamiento de los antiguos títulos de «Ingenieros Prácticos» que ántes otorgaban, título que la Seccion condenó terminantemente. En lo sucesivo las Escuelas darán títulos de «Conductores de Minas» i «Maestros de Beneficio».

De esta manera el Congreso Chileno de Minas i Metalurjia empezó a producir sus efectos inmediatamente.

CLAUSURA DEL CONGRESO

El Lunes 8 de Mayo a las 5 P. M. se reunieron en el Salon de Honor de la Sociedad Nacional de Minería, bajo la Presidencia del señor Carlos Besa, gran número de Miembros del Congreso con el objeto de poner término a sus labores.

Estuvieron presentes los señores Carlos Aldunate Solar, Manuel A. Prieto, Joaquin N. Pinto, José Luis Lecaros, Juan Blanquier, Ernesto Maier, Carlos Lanas, Ismael Beytía, Federico García de la Huerta, Berthold Koerting, Augusto Knudsen, Enrique Valdes González, Hernan Pinto, Lorenzo Elguin, Agustin N. Elguin, Blas Urzúa, Otto Harnecker, Carlos Aldunate Errázuriz, Nicolas Ugalde, Enrique Kaempffer, Francisco Munizaga, Ernesto Bianchi, Luis Cereceda, Héctor Herreros, Horacio Meléndez, Ricardo Vallejo, Juan Luis Cortes, Alberto Fernández R., Baldomero Michaelsen, Luis Nelson, Francisco Rivas Vicuña, César Zelaya, Luis Cruzat, Eduardo Lemaitre, Domingo Contreras, Alberto Herrera, Lain Diez K., Ernesto Muñoz, Vicente Antúnez, Juan Antonio Rivadeneira, Oscar Peña i Lillo, Marciano Zavala, Marco Antonio de la Cuadra, Máximo R. Astorga, Julio Lazo, Maulen Tirapegui, Augusto Bruna, Adrian Mandiola, Eulojio Lorca, José Luis González C., Pastor Ibarra.

Abierta la sesion el Secretario Jeneral don Osvaldo Martínez C., dió lectura a los artículos sétimo i octavo del Reglamento que se refieren a la

norma que debe adoptarse en la sesion de clausura, segun los cuales en esta sesion se debe dar solamente lectura a los informes finales de las Secciones sin abrir debate sobre ellas.

El señor Presidente pronunció en seguida el siguiente discurso:

«Cábeme la honra de poner término al Congreso Chileno de Minas i Metalurjia, que con vuestro entusiasmo ha logrado llevarse a cabo en forma verdaderamente brillante i elocuente.

Ha sido mui halagador para sus organizadores el hecho de que este torneo haya reunido aquí a los hombres mas caracterizados i respetables que hoi dia dirijen los destinos de la minería nacional.

Hemos visto a estos hombres durante 15 dias entregados de lleno a discutir i puntualizar los diversos problemas que afectan a la industria i las conclusiones que se van a leer son el fruto de ese trabajo, abonado con la esperiencia de sus años i con el anhelo patriótico de que todos venían premunidos.

Es ésta una leccion alentadora, por cuanto ella significa que aun late sobre nosotros la suficiente altura de miras i espíritu de asociacion para buscar conjuntamente en el cambio de opiniones el mejoramiento industrial i económico que tanto necesitamos.

El programa de cada seccion se ha cumplido al pié de la letra, i la duracion de las sesiones hubo de ampliarse, a fin de desarrollar aun mas algunos puntos que los necesitaban.

Habéis escuchado la lectura de interesantes trabajos i conferencias, entre las cuales debo mencionar especialmente las que nos dieron los señores Aquiles Concha, Santiago Humberstone, Manuel A. Prieto i doctor Berthold Koerting.

Todos estos estudios serán publicados oficialmente por el Congreso, i constituirán el mas precioso archivo para el futuro. Los volúmenes se repartirán a los señores miembros del Congreso oportunamente, i se harán circular profusamente para difundir su conocimiento.

No necesito entrar a considerar los resultados prácticos que han de esperarse del Congreso que hoi termina. Baste decir que a todos ha llamado la atencion el despertar que se va notando en el espíritu público por todo lo que a minería se refiera, i que el Congreso ha venido a poner de actualidad. El Gobierno tambien se ha interesado vivamente por ayudarnos, i a todos vosotros les consta las promesas hechas en este mismo sitio el dia de la apertura del Congreso, solemnizado con la presencia de S. E. el Presidente de la República, por el señor Ministro de Industria, promesas que el comité directivo tiene el propósito de cobrar con insistencia.

Debo referirme tambien al éxito de la exhibicion de productos que se organizó para los dias que durara el Congreso, en el cual se representaron todas las minas i empresas principales en actual explotacion, especialmente la Braden Copper Co., Chile Exploration Co. i la Compañía de Salitres de Agua Santa, que enviaron valiosos i completos muestrarios, a la

vez que pequeñas instalaciones, donde han mostrado prácticamente sus progresos de beneficio.

Siendo ésta, como es, una pálida demostración de lo que vale nuestra riqueza minera, ha tenido que servir para reforzar el convencimiento de que la minería en Chile sólo espera la protección que merece para desarrollarse al igual de sus similares extranjeras.

Creemos haber logrado nuestro objetivo, que no era otro que abrir los ojos de nuestros dirigentes para reforzar los argumentos que el Congreso hará valer.

Réstame solamente agradecer, en nombre del comité directivo, a los señores congresales, que con tanto entusiasmo han concurrido a las sesiones de trabajo, a los distinguidos conferencistas que han aportado el valioso contingente de sus lecciones, a los señores presidentes i secretarios de secciones, que con tanto celo han desempeñado sus labores, i en jeneral a todos vosotros, que sois los que habeis marcado el rumbo que en adelante ha de seguir la industria minera.

Hago fervientes votos porque todos os retireis satisfechos del resultado i de los días de amistad que hemos pasado en el hogar de los mineros, en la Sociedad Nacional de Minería, cuya puerta encontrareis siempre abierta, como las de vuestros propios hogares.

Creo necesario insinuar la conveniencia de repetir estos congresos cada dos años.

Clausurado, pues, el Congreso, solo resta dar lectura a las conclusiones a que ha llegado cada sección, i para ello voy a ceder la palabra a los señores secretarios de cada una».

A continuación fueron dando lectura a las conclusiones finales los Secretarios de cada Sección al terminar los cuales el señor Presidente ofreció la palabra por si alguien deseara hacer alguna observación, advirtiendo que de ellas tomaría nota el Comité Directivo para su resolución posterior.

El señor Rivas Vicuña pidió que se elevaran inmediatamente al Gobierno todas aquellas peticiones aprobadas por el Congreso que envuelvan una fácil e inmediata resolución.

El señor Elguin, don Lorenzo, pidió que se dejara constancia de los agradecimientos de los mineros de la República para con el señor Presidente del Congreso, don Carlos Besa, que con tanto entusiasmo i a costa de grandes sacrificios ha podido organizar i llevar a cabo el gran torneo que hoy se termina.

Al mismo tiempo expresó que debía recordarse con gratitud i cariño la persona de don Francisco Gandarillas, iniciador entusiasta de la Sociedad Nacional de Minería i a quien se debe principalmente el interés con que esta Institución ha velado siempre por la minería.

El señor Knudsen, se refiere a continuación a algunos defectos que ha creído notar en el funcionamiento del Congreso i que espera serán subsa-

nados en los próximos torneos. Dice, por ejemplo, que los trabajos presentados no han sido estudiados i discutidos con el detenimiento necesario, a causa de que los cuestionarios oficiales fijados a cada Seccion absorbieron casi completamente i aun hicieron corto el tiempo dedicado a su discusion.

El señor Urzúa insinúa la conveniencia de que la Sociedad Nacional de Minería como Institucion permanente constituya una especie de Tribunal de Honor que juzgue respecto de la bondad de los negocios mineros que se presenten al mercado, censurando aquellos sin base i prestijiando los que reunan las condiciones requeridas.

El señor Presidente agradeció los conceptos emitidos por el señor Elguín i repitió que, en conformidad al Reglamento el Comité Directivo resolveria posteriormente las indicaciones hechas.

Levantó la sesion i declaró solemnemente clausurado el Congreso.

INFORME FINAL ELEVADO AL SUPREMO GOBIERNO

«Señor Ministro:

«Bajo los auspicios de la Sociedad Nacional de Minería ha tenido lugar en Santiago el Congreso Chileno de Minas i Metalurjia desde el 25 de Abril al 8 de Mayo últimos.

«Se reunieron en esos dias al rededor de ciento cincuenta personas, industriales, mineros, profesionales i financistas, especialmente interesados en el estudio de los problemas i necesidades mas urgentes que hoi dia afectan a la industria minera nacional.

«La labor desarrollada en las sesiones de trabajo fué así fecunda i provechosa, porque a la preparacion i profundo conocimiento de la industria que poseian los congresales se unió su anhelo patriótico de impulsarla por medios prácticos.

«I era este el objeto perseguido por la Sociedad al organizar el Congreso; reforzar con el clamor de todos los interesados la solucion de los problemas que hasta hoi han venido retardando el desarrollo de la minería.

«Dividido el Congreso en 6 secciones, cada una de ellas ha podido estudiar con el debido detenimiento las materias que le correspondian i fruto de este estudio son los informes que separadamente ha presentado cada una con el resultado de sus deliberaciones i enumerando las conclusiones que han merecido aprobacion.

«Obran estos informes en poder del Comité Directivo i no se ha creido del caso elevarlos en estenso al Supremo Gobierno sino resumirlos en breves palabras de modo que permitan fácilmente darse cuenta exacta de cuáles son las necesidades mas urgentes que reclama el pais para impulsar su industria minera.

«Mayores antecedentes sobre cada una de las conclusiones podrán

encontrarse en los informes i actas del Congreso, que en pocos dias mas se publicarán en un volumen especial pero en todo caso el Comité Directivo ha tomado el acuerdo de delegar sus facultades en el Directorio de la Sociedad Nacional de Minería para informar al Supremo Gobierno en detalle sobre cada uno de estos puntos, a medida que la oportunidad lo vaya exigiendo.

Las conclusiones son las siguientes:

1) Como medida previa indispensable para imprimir rumbos a la industria todas las secciones acordaron recomendar al Supremo Gobierno la creacion del Cuerpo de Ingenieros de Minas, como organizacion autónoma i dependiente solamente del Ministerio de Industria;

2) Recomendar el pronto despacho de la lei de Marina Mercante Nacional;

3) El Estado debe tomar a su cargo el reconocimiento sistemático de las zonas carboníferas i petrolíferas del pais;

4) Dar carácter permanente al actual servicio Provisorio de Estudios Jeológicos, poniéndolo en el Ministerio de Industria como Seccion independiente i bajo el nombre de «Servicio Jeológico de Chile»;

5) Continuar i prestar especial atencion al levantamiento topográfico de la República, que forma la base indispensable para la confeccion del mapa jeológico, hidrológico i agronómico, i, mientras no estén terminados estos trabajos, asegurar la ayuda que, en caso necesario, debe prestar el servicio topográfico al jeológico;

6) Reformar el Código de Minería vijente, a fin de subsanar los defectos que la práctica ha señalado. El Proyecto de Reforma de la Sociedad Nacional de Minería i el Memorandum aprobado en la Seccion «Legislacion» del Congreso llenan este objeto;

7) Para propender al establecimiento i desarrollo de la industria petrolífera nacional i al mismo tiempo para asegurar al Estado una participacion en los beneficios de esta industria, se impone la dictacion de una lei petrolífera i la inversion, por parte del Estado, del dinero suficiente para hacer reconocimientos sistemáticos en esos terrenos. Con este fin se recomienda la aprobacion del Proyecto de Lei elevado por el Ministerio de Industria al Honorable Consejo de Estado el 24 de Noviembre de 1914;

8) Continuar, con mayor desarrollo si es posible, los trabajos de la Seccion de Estudios de Fuerzas Hidráulicas, que hoi dia depende de la Direccion de Obras Públicas;

9) Uniformar las trochas de los ferrocarriles i establecer el peaje para trenes de diferentes dueños, i obligar a los nuevos concesionarios a adoptar la trocha de un metro para facilitar su empalme ulterior con el Lonjitudinal;

10) Construir los ramales de Ferrocarril mas indispensables para permitir la bajada de los minerales i adquirir aquellos particulares que hoi dia obstruyen el desarrollo de algunas zonas;

11) Recomendar al Supremo Gobierno que la organizacion del Ferrocarril Lonjitudinal i los ramales que de él se desprenden, obedezca a un programa mas económico que la organizacion de los ferrocarriles de primer orden, tal como la Red Central i sus ramales;

12) Respecto a las tarifas, se recomienda el establecimiento de tarifas proporcionadas o en relacion con las leyes de los minerales i para facilitar el carguío de los carros, adoptar en las estaciones el sistema de rampas-buzones;

13) El Estado debe compulsar a las Municipalidades al cumplimiento de la Lei N.º 1,708, de 10 de Noviembre de 1904, que ordena invertir en el mejoramiento i conservacion de los caminos del producido de la patente minera;

14) Construir caminos de acceso a los Ferrocarriles en todos aquellos puntos que su importancia minera así lo recomiende;

15) Ejecutar obras de puerto segun los estudios hechos por el Gobierno, particularmente las de Antofagasta i Lebu;

16) Mejorar el servicio de conservacion de los malecones i muelles actuales, que están en un estado de abandono deplorable;

17) Dar organizacion a la industria salitrera bajo el patrocinio del Estado, creando por el Ministerio de la Lei una «Colectividad Salitrera», de manera que ciertas medidas jenerales que afecten a todos los productores sean tomadas por una mayoría determinada que haga obligatoria su aceptacion en beneficio comun;

18) Recomendar al Supremo Gobierno el estudio del aprovisionamiento de agua en las distintas zonas salitreras i ejecutar enseguida esas obras, proveyéndose los capitales en una forma análoga a la establecida en la Lei especial de Regadío;

19) Dar organizacion permanente al crédito salitrero sobre la base del sistema de auxilios establecidos por la Lei de Agosto de 1914, introduciendo si, algunas modificaciones que la práctica ha demostrado hacerla mas práctica i eficaz;

20) Dictar disposiciones gubernativas para la organizacion de las ventas del salitre en el extranjero, de modo que se armonicen los intereses del Estado con los de los productores;

21) Arbitrar los medios para que los grandes consumidores de carbon, como los Ferrocarriles del Estado, participen de una manera efectiva en las explotaciones carboníferas;

22) Reorganizar las Escuelas de Minería dándoles el título de «Escuelas Secundarias de Minería» i tomando como base el plan de estudio i Reglamentos formados por el ex-Consejo Superior de Enseñanza Minera;

23) Reformar la Lei de Patentes de modo que se individualice mejor el objeto del privilegio i se garantice en absoluto la no usurpacion del derecho del inventor, graduando los plazos de implantacion i duracion de la patente, estableciendo sanciones fáciles de ejecutar contra los infracto-

res, i reservando al Estado el derecho de espropiar aquellas patentes que se consideren de utilidad pública;

24) Liberar o por lo ménos disminuir los derechos de internacion a todos los materiales i herramientas usados en las minas; el carbon i el petróleo no deberán gravarse con ningun derecho intertanto no se produzcan en el pais en cantidad suficiente para el consumo;

25) Todas las Secciones han recomendado el pronto despacho de la Lei de Accidentes del Trabajo;

CONCLUSIONES ESPECIALES

1) Creacion de laboratorios industriales para el salitre i metalurjia con capacidad suficiente para hacer ensayos prácticos de aprovechamiento de las materias primas del Desierto i, en especial, para hacer estudios comparativos de los procedimientos de elaboracion de los caliches;

2) Creacion de cursos de aplicacion a la industria salitrera i minería en las Escuelas Industriales i Superiores de la República;

3) Fijacion de una cuota permanente como subvencion anual a la propaganda del salitre;

4) Otorgar primas de esportacion al salitre que sea embarcado por una Asociacion de Productores con destino a mercados nuevos o a aquellos que sean susceptibles de gran incremento en el consumo;

5) Otorgar primas a los inventores o descubridores de nuevas aplicaciones del salitre o sus derivados, como tambien del yodo, en el beneficio de minerales u otros usos industriales;

6) Ofrecer garantías a los salitreros que implantan nuevos i económicos sistemas de elaboracion. El Congreso recomienda para estos casos el Proyecto especial aprobado por la Seccion «Salitre» en el cual se consulta la postergacion del pago de los derechos de esportacion, hasta cierto límite i bajo condiciones especiales, del salitre elaborado por nuevos procedimientos;

7) Primas en efectivo a los inventores de procedimientos o mejoras económicas en la industria salitrera;

8) Instituir un premio de diez mil pesos al autor de la mejor obra de enseñanza técnica i práctica de las explotaciones salitreras, obra que se destinaría a las Escuelas Industriales del pais;

9) Otorgar una prima por tonelada al fierro elaborado en el pais i con materiales nacionales;

10) Ofrecer garantías a los establecimientos metalúrgicos nacionales productores de barras de cobre;

11) Primas por kilómetros a los Ferrocarriles Particulares que se construyan;

12) Fijacion de una prima a los industriales que fabriquen coke metalúrgico con carbon chileno;

13) Restablecer la prima otorgada al ácido sulfúrico industrial producido en Chile i destinado a la venta;

14) Estudio i construccion de Centrales de enerjía eléctrica en la rejion salitrera;

15) Publicacion de los pliegos esplicativos de los privilejios mineros i salitreros ya caducados;

16) Represion absoluta del alcoholismo i del juego en las faenas mineras i salitreras;

17) Fomento de la instruccion en las faenas mineras i salitreras.

Son estos, en síntesis, los acuerdos adoptados por el Congreso Chileno de Minas i Metalurjia i cuya solucion se recomienda como eficaz a los Poderes Públicos.

No se oculta al Comité Directivo que ellos envuelven un vasto programa de trabajo, pero abriga la certeza de que el patriotismo nunca desmentido de los hombres de Gobierno habrá de ir dándoles solucion a medida que el tiempo i las circunstancias lo vayan permitiendo.

En varios de los puntos a que se refieren los acuerdos se trata, en caso de llevarlos a la práctica, de Proyectos completos relativos a cuestiones de complicada solucion, pero el Congreso Chileno de Minas i Metalurjia ha dejado ya establecida la norma que debe adoptarse i aun redactando algunos de ellos, limitándose en otros casos a recomendar la aprobacion de los que aun penden de la consideracion del Supremo Gobierno.

I es precisamente para facilitar la realizacion de este programa que el Comité Directivo ha entregado todos los antecedentes a la Sociedad Nacional de Minería, institucion que con tanto acierto ha venido preocupándose de velar por los intereses de la industria i que por su carácter permanente está en condiciones de poder informar en todo momento al Supremo Gobierno sobre cualesquiera de los puntos enumerados, ya que la enunciacion detallada de todos estos tópicos seria una tarea larga i compleja.

Al presentar, pues, a la consideracion de los Poderes Públicos el resumen de los acuerdos adoptados por el Congreso Chileno de Minas i Metalurjia sólo cumple el Comité Directivo una parte de la mision que le han confiado los mineros del pais; le resta la mas importante, que es la de recabar el cumplimiento de ese programa, para lo cual el Comité confía en la buena voluntad que el Supremo Gobierno prestó para la realizacion del Congreso i en la promesa oficial de procurar que sus resultados se hagan prácticos i eficaces.

Dios guarde a US.

CÁRLOS BESA,
Presidente.

Oswaldo Martínez,
Secretario.



Depósito de molibdeno i tungsteno de Campanani, Arica

INTRODUCCION.

I

Las minas descritas en este informe producen minerales de cobre, tungsteno i molibdeno. El primero de los metales es bastante conocido i se hace innecesario repetir las características jenerales referentes a su elaboracion, consumo i mercado. Los dos últimos metales son jeneralmente desconocidos i, para facilitar la interpretacion de este informe, me permito insertar los caractéres jenerales sobre las industrias que tienen por base la elaboracion de estos metales.

MOLIBDENO.

El molibdeno en su forma pura es un metal de un color blanco de plata de una gravedad específica 9 i que tiene una alta temperatura de fusion. Es tan maleable como el fierro i a semejanza de este último se contamina fácilmente con el carbono por cementacion.

Se le utiliza en la fabricacion de aceros rápidos, en los cuales el molibdeno tiende a aumentar la dureza del acero con el aumento de la velocidad que se traduce en aumento de temperatura. En esta forma se le emplea en la construccion de herramientas tales como barrenos, taladros, fresadoras, brocas etc., en la construccion de automóviles i ejes de transmision i en resumen en toda clase de utensilios espuestos al calentamiento por medio del roce o de la friccion.

Se le usa en la fabricacion de cañones de rifles, carabinas i ametralladoras, cuyo trabajo sea el disparo consecutivo de gran cantidad de proyectiles que producen el calentamiento del acero; el efecto del molibdeno es, aquí igual al producido en la construccion de los aceros rápidos, es decir, aumenta la dureza del acero con el calentamiento producido por los disparos i roce de los proyectiles.

Por igual razon se le utiliza en la fabricacion de los grandes cañones modernos de artillería para así poder prolongar la duracion de ellos.

El molibdeno en jeneral, aumenta tambien la elasticidad del acero sin aumentar su propension a quebrarse. En la proporcion de 4 a 6% sobre el

peso del acero con el cual forma la aleacion, produce un excelente «acero rápido».

Se estima comunmente que los efectos producidos por el molibdeno en sus aleaciones con el acero, son mui semejantes a las producidas por el tungsteno i tiene, sobre éste último, la ventaja que esos mismos efectos se obtienen usando aleaciones en que el molibdeno forma casi una tercera parte del tungsteno que seria necesario.

El consumo del molibdeno no se ha jeneralizado tanto como el del tungsteno por tres razones, a saber:

a) Incertidumbre en que los productores de acero han estado respecto a la produccion de molibdeno i respecto a las reservas existentes de este metal en la naturaleza.

b) Dificultades metalúrgicas para producir molibdeno puro de los minerales jeneralmente impuros i contaminados con otras sustancias que se han utilizado, i

c) El avance rápido con que ha evolucionado la industria de las aleaciones de tungsteno, debido a la mayor abundancia de minerales de este último metal.

El molibdeno no se encuentra en la naturaleza en estado nativo o libre, sino en forma de minerales. Los minerales de molibdeno son los siguientes:

Molibdenita o sulfuro de molibdeno Mo S_2 .

Wulfanita o molibdenato de plomo $\text{Pb M}_2 \text{O}_4$.

Ponelita o molibdenato de cal Ca Mo O_4 .

Tambien se encuentran en la naturaleza oxidaciones de molibdeno, que son productos de la descomposicion de la molibdenita por medio de los agentes atmosféricos.

El mineral de molibdeno mas importante i el único que se explota i se encuentra en la naturaleza en relativa abundancia es la molibdenita que, jeneralmente, es un compuesto bastante puro, aunque se ha encontrado una variedad de ella que contiene tambien bismuto.

La molibdenita se parece mucho a la grafita hojosa i es tal vez el único mineral con que se le puede confundir, sin embargo es el doble mas pesada que la grafita i raya el papel produciendo un tinte negro verdoso i no negro oscuro como la grafita.

La molibdenita contiene 60% de molibdeno i se la encuentra en la naturaleza en rocas ígneas de carácter ácido, especialmente en el granito ya sea en forma de diques de «pegmatita», ya en vetas cuarzosas o ya diseminada en el granito mismo, formando una verdadera impregnacion. En esta forma se la ha encontrado en Estados Unidos en Washington i en Maine, en el Canadá i en New South Wales. Viene asociada a veces a los siguientes minerales: piroxena, cuarzo, mica, pirita i chalcopirita de cobre.

El oríjen de estas asociaciones no está claramente definido, aunque parece casi seguro que en la mayoría de los casos se trata de segregaciones

magmáticas del mismo granito, mui en especial cuando aparece en guías de cuarzo i en diques de pegmatita, en el caso de encontrársela asociada a las piroxinas i micas, su origen debe ser el de un metamorfismo de contacto.

El molibdeno se cotiza tomando por base la molibdenita i el producto que se compra debe contener entre 80 i 90% de molibdenita, es decir, entre 48 i 54 % de molibdeno.

La tonelada de mineral que contenga entre 80 i 90% de molibdenita se ha cotizado en el mercado de Nueva York, a partir desde el año 1905, a un precio que ha fluctuado entre 500 i 1,000 dólares americanos por tonelada, o sea entre \$ 2,500 i \$ 5,000 oro de 100. por tonelada métrica. Los principales compradores en este mercado han sido las siguientes firmas:

Electro-Metallurgical Company of América, Nueva York;

Primos Chemical Company, Primos, Pennsylvania;

De Golia and Atkins, San Francisco, Cal;

Atkins, Knoll and, Company, San Francisco, Cal;

Friedrick Krupp, Essen, Alemania; i

Paul Girod, Saucie, Francia.

El actual consumo, con motivo de la fabricacion de armamento de guerra, ha elevado enormemente los precios i la cotizacion del año en curso, sobre la cual se han efectuado contratos de venta, es de tres mil dólares por tonelada de mineral que contenga de 80 a 90% de molibdenita o sea \$ 15,000,00 oro de 100. por tonelada métrica.

TUNGSTENO

El tungsteno en su forma natural es un metal de un color gris plateado, de un peso específico de 19 i difícilmente fusible. Se le utiliza grandemente en la manufacturación de acero para usos especiales. En aleaciones con molibdeno i cromo i aun por sí solo, da al acero una gran tenacidad i la propiedad de resistir a golpes violentos, es decir, produce un acero que no es quebradizo.

Se le utiliza en la fabricacion de aceros rápidos para fabricar toda clase de herramientas, tales como barrenos, brocas, perforadoras etc., el efecto del tungsteno en los utensilios que se hacen con acero rápido es el mismo descrito al tratar del molibdeno.

Debido a la gran dureza que imparte a las aleaciones de acero, se le utiliza grandemente en la construccion de blindajes, corazas de buques de guerra, fabricacion de cañones i en la construccion de resortes de carros pesados.

Para muchas otras pequeñas industrias se le utiliza en aleaciones con aluminio, cobre i otros metales.

El tungsteno no se encuentra en la naturaleza en estado libre sino en combinacion con otros elementos formando minerales.

Los minerales de tungsteno son los siguientes:

Wolfranita, tungstato de fierro Fe WO_4 .

Scheelita, tungstato de cal Ca WO_4 .

Hubnerita, tungstato de manganeso Mn WO_4 .

Cupro Scheelita, tungstato de cal i cobre Cu Ca WO_4 .

Tambien se encuentran superficialmente oxidaciones de ácido tungstico (WO_3) proveniente de la descomposicion de cualquiera de estos minerales.

Los principales minerales son la wolfranita, la scheelita i la hubnerita que jeneral i vulgarmente se les conoce bajo el nombre de wolfran.

La wolfranita contiene en su estado puro 76% de ácido tungstico (WO_3), la scheelita debe contener 80% i la hubnerita 76% de ácido tungstico.

Jeneralmente no se les encuentra puros en la naturaleza, casi siempre mezclados la wolfranita con hubnerita i la scheelita con hubnerita. Las muestras mas puras mineralójicamente hablando corresponden a la scheelita.

La scheelita es un mineral que varía en color de un blanco grasoso a amarillo de cera con un ligero tinte verdoso. Tiene casi siempre la apariencia rocosa, semejante a un mármol grueso en estructura. A veces, aunque mui raramente, se presenta cristalizada en forma tetragonal. Tiene un peso específico de 6, es decir, el doble de la cal o cuarzo i su peso al momento llama la atencion. Es un poco mas blanda que la calcita i puede ser fácilmente rayada con el cortaplumas. Los únicos minerales con los cuales se la puede confundir son la barita i el cuarzo. La barita es mas blanda i de menor peso específico, el cuarzo es mas duro i de un peso específico de 8.65.

Una manera fácil de reconocer la presencia del tungsteno en minerales de esta naturaleza, consiste en molerlos finamente i dijerirlos al calor por algunos minutos con ácido clorhídrico diluido, hasta obtener la descomposicion completa del mineral, lo que fácilmente se reconoce por la formacion de un precipitado amarillo característico de ácido tungstico (WO_3). Se agrega ahora placas de zinc metálico o bien estaño que reducen el ácido tungstico a un grado menor de oxidacion, produciendo primero un color azul intenso que cambia, con el aumento de reduccion, a un color morado de violeta i por último café amarilloso. Si la reduccion se efectúa mui rápidamente el color azul no será visible por lo que se aconseja proceder con disoluciones diluidas.

La wolfranita es un tungstato de fierro i manganeso de un color que varía entre el café oscuro al negro con un lustre sub-metálico. Tiene un clivaje fácil que al quebrarlo lo reduce a placas delgadas. A veces viene en forma de agregados de granos finos en los cuales el clivaje no es aparentemente visible. Su composicion varía siempre entre el tungstato puro de manganeso (hubnerita) i el tungstato puro de fierro. Es dudoso sin embargo, que en la naturaleza exista un tungstato puro de fierro sin contener mas o ménos cierta cantidad de tungstato de manganeso.

La hubnerita o sea el tungstato de manganeso se encuentra casi siempre contaminado con tungstato de fierro, este mineral (hubnerita) es raramente encontrado en la naturaleza en forma cristalizada, aunque a veces exhibe una o dos fases de la cristalización.

Tiene un color café claro que varía a café oscuro, un lustre resinoso i un peso específico de $7\frac{1}{2}$. Su dureza es de $5\frac{1}{2}$ i se raya con el cuchillo, produciendo una raya amarillo clara o café clara. A medida que contenga mayor cantidad de tungstato de fierro la raya i el color del mineral se torna mas i mas oscura hasta terminar en negro.

Para reconocer el tungsteno en cualquiera de estos minerales, ya sea wolfranita o hubnerita, se procede en igual forma a la indicada para la scheelita, aunque, debido a su poca solubilidad, se recomienda fundir el mineral antes de proceder al ataque con ácido; fácilmente se la rinde soluble quemándola con una mezcla explosiva preparada de antemano, con clorato de potasa, azúcar i nitrato de potasa.

Los minerales de tungsteno a semejanza de los de estaño, se presentan en vetas de cuarzo que atraviesan o cortan formaciones de rocas ácidas, tales como granito i rayolita. A veces se la encuentra contando formaciones adyacentes a estas rocas ígneas. Escepciones aparentes de esta regla existen en Nuevo Méjico, donde se encuentra hubnerita i a veces cierta cantidad de scheelita acompañada de piritas de fierro i minerales de plomo, en vetas que atraviesan una formacion calcárea; otras escepciones residen en Alaska donde se encuentra scheelita en placeres auríferos en una rejion de esquitas que dista varias millas de los afloramientos mas próximos de granito. Sin embargo, las rejiones mas aparentes para la investigacion i cateo de minerales de tungsteno son aquellas cubiertas por rocas del tipo granítico-riolítico, es decir, rocas ácidas.

Los depósitos de tungsteno se encuentran jeneralmente en bolsones, es decir, los minerales forman depósitos lenticulares en las vetas. La mayoría del mineral se ha extraído de la superficie o de la rejion superficial de las vetas, sin embargo, las vetas que contienen minerales de tungsteno tienen indudablemente un oríjen de situacion jeológica de profundidades i por consiguiente se debe esperar el desarrollo de las minas en profundidades.

La ocurrencia del tungsteno no es grande, es decir, se encuentra tungsteno en muchas partes, mui especialmente en Estados Unidos, Inglaterra, Portugal, España, Alemania, Queensland, New South Wales, Nueva Zelandia, Argentina i Bolivia, sin embargo, los depósitos de tungsteno, considerados individualmente, son de escasa magnitud.

Para la fabricacion del metal se utiliza indiferentemente cualquiera de los minerales. La reduccion de la scheelita se efectúa sin dificultad alguna en el horno eléctrico.

Los minerales se compran pagándoselos por unidad o porcentaje de ácido tungstico (WO_3), el precio ha variado desde 1906, entre 4 i 10 dólares americanos por unidad de ácido tungstico, lo que se traduce, para minera-

les de 60% de ácido tungstico, entre 240 i 600 dólares por tonelada métrica, o sea, entre 1,200 i 3,000 pesos de 10d. por tonelada.

Con el aumento del consumo del tungsteno provocado por la guerra europea, el metal ha alcanzado precios exorbitantes, se han efectuado transacciones hasta por 60 dólares por unidad, lo que representa \$ 18,000 oro de 10d. por la tonelada métrica de mineral de 60% de ácido tungstico. La actual cotizacion es de \$ 30 por unidad o sea \$ 9,000 oro de 10d. por tonelada métrica de mineral de 60% de ácido tungstico.

II

SITUACION I CONDICIONES ECONÓMICAS

Los minerales de cobre molibdeno i tungsteno, objeto de este informe, se encuentran situados en el departamento de Arica de la provincia de Tacna de la República de Chile. El puerto de salida es la ciudad de Arica, capital del departamento, que contiene un regular caserío, con una poblacion de 4,000 habitantes. La bahía del Pacífico le forma un excelente puerto provisto de muelles de carguío en buenas condiciones.

Partiendo desde Arica, se sigue el angosto valle formado por el rio Lluta hasta arribar al caserío de Poconchile, situado a 37 kilómetros del puerto de Arica i a 570 m. de altura sobre el nivel del mar, todo este recorrido se hace en el F. C. de Arica a La Paz. Poconchile forma, por consiguiente, la estacion del ferrocarril que se utiliza para la movilizacion de los minerales.

A partir de Poconchile se sigue por el valle del Lluta hasta arribar al caserío de Molino, que se encuentra a 900 m sobre el nivel del mar, el camino que se utiliza en este recorrido, que es de 18 kilómetros, es la meseta del primer ferrocarril construido hácia La Paz, trazado que fué abandonado despues de haberse construido cerca de 60 kilómetros.

El valle entre Poconchile i Molino tiene mas de 800 metros de ancho i produce maiz, papas, trigo, caña de azúcar, algunas legumbres i escasas pero excelentes frutas. Se nota en esta seccion del valle gran cultivo de alfalfa.

Las aguas del rio Lluta están contaminadas con las del estero del Azufre que nace del volcan Tacora i por consiguiente contienen gran cantidad de sulfatos ácidos de fierro, de calcio, de aluminio i probablemente ácidos sulfurosos i sulfúrico libre.

A partir del Molino el valle se angosta aun mas i los cultivos se hacen ménos frecuentes, aunque por espacio de 10 kilómetros mas al interior aun se observan cultivos bastante grandes de maíz. A partir de estos últimos diez kilómetros, el valle se angosta sensiblemente, reduciéndose, salvo raras escepciones, al lecho ocupado por el rio durante las creces producidas por los aluviones.

El camino o sea la meseta formada por los cortes i terraplenes del ferrocarril abandonado, está en excelentes condiciones en los primeros diez kilómetros contados desde Molino al interior. A partir desde este punto hasta encontrarse frente del asiento mineral, el camino en su tercera parte se encuentra destruido por las creces periódicas del rio, este último recorrido es de 25 kilómetros.

El mineral se encuentra situado entónces a 90 kilómetros del puerto de Arica i a 1,200 m de altura sobre el nivel del mar.

El camino o recorrido se puede dividir de la siguiente manera:

Ferrocarril: 37 kilómetros—Arica a Poconchile.

Camino bueno: 28 kilómetros—Poconchile a 10 kilómetros oriente de Molino.

Camino en malas condiciones: 25 kilómetros—de 10 kilómetros oriente de Molino a Cupane.

El clima en jeneral es algo cálido i falto de lluvia. El rio Lluta que corre al pié del yacimiento mineral que se describe arrastra un caudal mayor de un metro cúbico, i debido al gran desnivel con que corre en esta region, estimo fácil, desarrollar la fuerza necesaria para el movimiento i operacion de las minas i establecimiento de concentracion. El caudal de agua a que se refiere es, se puede decir, constante aunque aumenta notablemente durante la época de las lluvias.

Las canchas de la explotacion de las minas, casas de operarios i administracion, se encuentran situadas sobre el lecho de la quebrada, casi pegadas a la falda de los cerros por el lado sur de ella. Todos estos edificios son de construccion lijera i no han sido alcanzados ni por las creces mas grandes del rio.

Se encuentran las minas dotadas de los utensilios necesarios para la explotacion a mano, tales como barrenos, combos, acero, maritatas de mano o ñeclés para lavado del mineral, palas, etc.

Los depósitos de molibdeno están a 150 m de altura vertical, sobre el nivel de la quebrada i los depósitos de cobre i tungsteno están a 1,700 m. de altura medidos desde el nivel de la quebrada, o sea, mas o ménos, tres mil doscientos metros de altura sobre el nivel del mar.

El depósito de molibdeno explotado, está unido con las canchas por medio de un camino de herradura angosto i por medio de un andarivel. Los cerros en los cuales se encuentran los yacimientos de molibdeno son bastante abruptos i el pasaje o recorrido entre los afloramientos se hace casi enteramente imposible. Debido a esta situacion el reconocimiento de la superficie ha sido difícil e imperfecto i la situacion de los diversos afloramientos no es rigurosamente exacta.

Los depósitos o vetas de cobre i tungsteno se encuentran unidos con las casas de la administracion en la Quebrada de Lluta (Cupane) por medio de un atrevido camino de herradura que sube, en un recorrido de 7 a 8 kilómetros, la miseria de 1,700 metros.

El clima a la altura de las minas de cobre i tungsteno (Campanani) o sea a 3 200 metros el nivel sobre el mar es frio i ya el trabajador siente la influencia de la altitud.

Los trasportes entre los depósitos de molibdeno i la estacion de Poconchile se efectúan a lomo de mulas o llamas i se paga hasta \$ 35 chilenos por tonelada. Este flete se puede reducir materialmente efectuando un arreglo de los últimos 25 kilómetros del camino i efectuando el transporte a partir de estos 25 kilómetros en carretas o carretones hasta la estacion de Poconchile. El costo actual del flete a la ciudad de Arica, incluyendo carga i descarga, es de \$ 56 por tonelada métrica.

En las minas se puede comprar leña para combustible i usos domésticos a razon de \$ 25 chilenos la tonelada métrica. El carbon i el coke se compraban, dentro de condiciones normales, a \$ 160 la tonelada; hoi dia, indudablemente, debe tomarse en cuenta el precio exorbitante del mercado i aun recargarlos en \$ 60 chilenos por tonelada.

Las minas de molibdeno i cobre han empleado hasta cuarenta trabajadores a un tiempo, de los cuales por lo ménos 12 eran mujeres. El trabajador de la rejion no parece ser, salvo raras escepciones, hábil i competente para su trabajo i estimo que seria necesario buscarse jente realmente minera en las faenas de Iquique o Antofagasta.

Los jornales que en la rejion se han pagado por 10 horas incompletas de trabajo son los siguientes:

Barreteros (perforadores a mano),.....	Pesos chilenos	5 00
Apies (transportadores de mineral)	» »	4 50
Chancadores (quebrantadores de mineral).....	» »	4 00
Pallaqueadores (escojedores de mineral).....	» »	4 00
Trabajador comun.....	» »	4 00
Mujeres.....	» »	3 00

De los trabajos efectuados en la mina se desprende que el trabajo a contrata puede ser remunerado en la siguiente forma:

Labor	Seccion en mts.	Valor del metro lineal en pesos chilenos.
Socavon	1.80 × 2.00	\$ 100 00
Pique	1.50 × 1.80	\$ 70 00
Galería	1.30 × 1.80	\$ 60 00

El escojido o seleccion a mano de la molibdenita de los desmontes existentes, operacion que naturalmente envuelve la de chancar el mineral, se paga o puede pagarse tambien por contrato, a un precio que fluctúe entre

3 i 4 pesos chilenos por kilogramo de molibdenita de 90%, este trabajo jeneralmente lo efectúan las mujeres.

JEOLAJIA ECONÓMICA DE LA REJION

Los depósitos de molibdenita se encuentran situados en la falda norte de cerros abruptos de granitos que alcanzan una altura de 1 800 metros sobre el nivel de la quebrada formada por el rio Lluta. Existen otros afloramientos que no han sido objeto de reconocimiento alguno situados en la falda de los cerros que se levantan al lado norte de la quebrada. Estos últimos afloramientos son casi inaccesibles por la falta absoluta de camino i por la gran inclinacion o pendiente de los cerros.

La única roca que aparece en la superficie, formando el grueso total de la formacion, es un granito fino de color gris, que se puede clasificar como «granito biolítico», la descomposicion de esta roca la transforma en un granito ligeramente rosado. Se observa que el granito está profundamente quebrado, resaltando a la vista dos sistemas principales de fracturamiento que resultan en junturas que corren las unas de este a oeste i las otras con la direccion del norte desviado en 25° al este.

A la altura de 150 m sobre el nivel de la quebrada i en un ancho de 200 metros mas o ménos i por una lonjitud de difícil determinacion, pero indudablemente mayor de 350 m, se observa que el cerro aparece casi uniformemente cubierto por un tinte verdoso producido por impregnaciones de carbonato de cobre i un tinte rojizo que corresponde a impregnaciones de óxido de fierro. Dentro de esta zona se encuentran los bolsones de molibdeno i dentro de esta zona están radicados los únicos trabajos de esplotacion efectuados.

Se observa que muchas de las junturas, aun al nivel de la quebrada, están rellenas con cuarzo que contiene minerales de cobre, es decir, sulfuros de cobre i fierro, o sea chalcopirita. Sobre dos de estas guias al nivel de la quebrada, se han iniciado socavones, naturalmente con el objeto de introducirse por ellos a la zona que superficialmente aparece mineralizada i que, dada la inclinacion de 45° que tiene el cerro, se debe encontrar por lo ménos a 150 m mas al interior. Sobre estas guias se han recorrido 64 m en una de ellas i 36 m en la otra. La roca que forma las cajas de estas guias no exhibe mineralizacion alguna.

En la zona mineralizada las guias de cuarzo en la superficie se observan con mineralizacion clara de chalcopirita i de molibdenita i una que otra oxidacion de molibdeno. Se hace casi imposible determinar el número de estas guias que corresponden jeneralmente al sistema de junturas que corre en la direccion del norte desviado en 25° al este, debido a la dificultad o imposibilidad de recorrer la superficie del cerro en todas sus direcciones.

Otra característica que me fué dado observar sobre la superficie, es la trasformacion del granito fino, en las cercanías de los afloramientos de molibdenita, en un granito grueso en que predomina el cuarzo i el feldespato i que se ha clasificado como «pegmatita», probablemente estos cambios de roca tengan la direccion de verdaderos diques o bien la forma de segregacion local que se le ha asignado

Hai un solo depósito de molibdenita trabajado i por consiguiente reconocido. Se observa en estos trabajos la influencia que en la mineralizacion ejercen las guias de cuarzo que no solamente contienen mineral sino tambien mineralizan por completo o casi mui regularmente la roca que las contiene. Ordinariamente las fases de mineralizacion cuarzosa ocurren en los lugares donde las vetas o guias se han angostado, en estos lugares se observa molibdenita en placas sumamente pura i de dimensiones considerables.

Las guias de cuarzo pierden a veces su identidad, sumerjiéndose, por decirlo así, en la roca granítica, aunque vuelven de nuevo a aparecer. Bolsones de molibdenita se encuentran jeneralmente en las desapariciones locales de estas guias. La influencia de estas guias o de la pegmatita se estiende sobre el granito a considerable distancia, encontrándose este último mineralizado hasta 10 o mas metros de distancia en cualquier direccion opuesta a la de las guias.

La mineralizacion en el granito principia por ser abundante en las cercanías de las guias para ir gradualmente disminuyendo hasta morir casi por completo a los 15 o mas metros de los laboreos que se alejan de las guias o vetas. El granito mineralizado contiene a la molibdenita en hojillas mui finas, a veces acompañada de chalcopirita. El granito mineralizado parece siempre contener un poco de fluo-espato.

En las rejiones de pegmatita en las cercanías de las guias, la molibdenita se presenta mui pura, acompañada de chalcopirita, aunque jeneralmente no en mezcla íntima, sino en cristalizaciones separadas. Estos verdaderos bolsones son mui ricos i de gran estension, considerada la riqueza del mineral que se estrae. Se puede decir que en los trabajos efectuados hai bolsones cuyo largo ha sido superior a 12 m i su ancho mayor de 14, la profundidad de ellos no está determinada, pues existe mineralizacion sobre el cielo i el piso de los laboreos que tienen mas de tres metros de alto.

La estension de los bolsones o depósitos de molibdenita no ha sido reconocida sistemáticamente i en la parte trabajada se puede decir que se ha encontrado molibdenita internándose 40 metros en el corazon del cerro en un ancho superior a 30 m.

Casi no existe duda alguna que el oríjen de la mineralizacion está íntimamente conectado con las apariciones de la pegmatita i guias de cuarzo. La distribucion de la molibdenita sobre el granito en las vecindades de las guias de cuarzo i apariciones de pegmatita hacen creer en el pasaje posible

de disoluciones muy calientes, probablemente gaseosas, capaces de penetrar el granito sólido en la forma que ha sido penetrado. La única objeción contra esta teoría sería la gran extensión de granito mineralizada con cobre sin manifestaciones aparentes de pegmatita. Este último hecho nos lleva a creer que se trata de una verdadera segregación magmática dentro de la roca misma cuya base o foco ha sido probablemente la zona que aparece mineralizada con cobre, cubriendo una extensión de más de 70 000 metros cuadrados, dentro de la cual pueden existir o seguramente existen focos aislados de molibdenita enteramente desconocidos.

La mineralización de cobre en esta gran extensión, es sin duda, una oxidación de la mineralización primitiva, esta oxidación a juzgar por los trabajos efectuados, es de poca profundidad pues a los 6 a 7 metros aparece en los trabajos subterráneos la chalcopirita de cobre impregnando el granito.

Sobre los mismos cerros, a una altura de 3,008 metros sobre el nivel del mar, aparece una serie de vetas rompiendo la formación granitoidea con un relleno de una roca negrusca, cuarzo, minerales oxidados de cobre y minerales de tungsteno. La roca granítica en la parte alta, donde aparecen estas vetas, tiene en la superficie una estructura diferente, es decir, se asemeja más a un pórfido cuarcífero o a una riolita que a un granito, es decir, en su composición química y su origen magmático es el mismo granito pero en su estructura y en su génesis es una roca porfírica, casi una riolita.

Merece muy especial atención el relleno de la roca negra que acompaña a estas vetas. Esta roca no sólo forma el relleno de todas las vetas de la región, como compañera inseparable de los minerales de tungsteno, sino que también forma la cúspide de uno de los cerros, en forma de un gran afloramiento, mezclada con minerales de cobre. La clasificación que se ha hecho por varios mineralogistas de esta roca es la de una «hornoblenda» tal cual se la detalla en el plano a que me he referido, sin embargo, me inclino a creer que dicha roca sea más bien una crocidolita ($\text{Na Fe Si}_2 \text{O}_6$, Fe Si O_3) de la familia de las anfíbolas.

Se observa que los minerales de tungsteno predominantes en la región se encuentran localizados en cinco vetas, estos minerales son la scheelita y la hubnerita. Ellos ocurren igualmente distribuidos en el relleno de la veta, en una veta, se observa una concentración de hubnerita sobre una de las cajas de la veta, aquí en esta guía, en una de las muestras tomadas, se observan algunos cristales aislados que corresponden a wolframita.

Los reconocimientos practicados en estas vetas y en esta región en general son de tan poca consideración, que muy poco se puede decir sobre los caracteres generales de la mineralización, sin embargo, la cantidad de scheelita que aparece en los desmontes dan una idea de que la mineralización de tungsteno debe ser de relativa abundancia en la región.

Las vetas en que ocurren estos minerales de tungsteno son perfectamen-

te bien definidas i tienen el siguiente oríjen: La roca que forma el macizo del cerro fué en el tiempo una masa magmática que forzó su aparicion sobre la corteza terrestre pasando i rompiendo capas sedimentarias, hoi dia hechas desaparecer por la erosion del terreno. Antes de su completa consolidacion esta masa magmática ha sufrido presiones que han resultado en la produccion de grietas i junturas. Estas grietas i junturas de diversos espesores i profundidades, se han distribuido irregularmente sobre una estension considerable de la roca, aunque todas ellas en jeneral, siguiendo una misma direccion. Aguas calientes desprendidas de la roca o magma durante su enfriamiento, cargadas con sales minerales, hicieron su pasaje hácia la superficie, siguiendo estas grietas i fisuras i por diversos fenómenos químicos i físicos, tales como reemplazamientos, precipitacion, enfriamiento, disminucion de presion etc., depositaron las sales minerales sobre las paredes de la grieta hasta formar por completo la veta existente.

Dos otras vetas de la rejion tienen el mismo relleno i contienen minerales de cobre, sin embargo, la presencia de scheelita no ha sido comprobada, se encuentran, sin embargo, en estas vetas impregnaciones de cupro-scheelita.

Es de gran interes jeológico i probablemente de interes comercial, el afloramiento potente de la roca o mineral anfibólico que forma la cúspide de uno de los cerros. La hornoblenda o crocidolita aparece en toda la estension asociada a una mineralizacion de carbonato i silicatos de cobre i se han encontrado en los desmontes muestras de cupro-scheelita. Este potente afloramiento no ha sido objeto de investigacion sistemática alguna, otra que, dos o tres cortes a tajo abierto hechos en busca de minerales de cobre de mejor lei.

La íntima relacion que en las otras vetas existe entre los minerales de tungsteno i la hornoblenda dan a este afloramiento un interes mui marcado, sin tomar siquiera en consideracion que los reconocimientos que en él se practiquen pueden o mejor dicho, deben contribuir al desarrollo de un depósito de cobre de consideracion, a juzgar por sus manifestaciones superficiales i por el oríjen ya esplicado de esta mineralizacion.

IGNACIO DÍAZ OSSA.



Informe preliminar sobre los reconocimientos Jeológicos de los Terrenos Petrolíferos de Magallanes del sur.

Diciembre de 1915 a Junio de 1916. Con dos mapas i 4 perfiles

POR EL DOCTOR JOHANNES FELSCH

Desde Diciembre de 1915, hasta Junio de 1916, se continuaron los reconocimientos jeológicos de los terrenos petrolíferos de Magallanes del sur. Mis anteriores investigaciones, de 1912 i 1913, habian dado los siguientes resultados:

1.º Como los gases i el petróleo se presentan en rocas de edades muy diferentes, pero siempre en la vecindad de dislocaciones, i como por otra parte los productos de trasformacion del petróleo arrojados por el mar se han comprobado únicamente en rejiones de la formacion cretácea, el yacimiento orijinario del petróleo deberá buscarse probablemente en la formacion cretácea misma u horizontes aun mas antiguos.

2.º Queda, pues, comprobada la existencia de petróleo en los alrededores de Punta Arenas i en la rejion noreste de la Tierra del Fuego.

3.º Tambien la frecuencia de emanaciones de gases subterráneos hace presumir la existencia de grandes yacimientos petrolíferos.

4.º Un orden de sucesion de las capas del terciario.

5.º Se fijó un punto para una perforacion en el valle del rio de las Minas en frente de la desembocadura del chorrillo Lynch.

6.º Se fijó un punto para una perforacion entre el rio Canelos i el rio Amarillo.

Desde 1913 hasta la fecha, se han ejecutado en Magallanes 4 perforaciones de cata, de las cuales se ejecutó una en cada uno de los puntos indicados bajo los números 5 i 6. La tercera perforacion se halla a 1,500 metros mas abajo de la desembocadura del Chorrillo Lynch, en la orilla izquierda del rio de las Minas. La cuarta perforacion se practicó a 1,400 metros al norte del punto indicado en el N.º 6.

Durante mi estadía del presente año en Punta Arenas, se revisaron, en primer lugar, minuciosamente 3 de las perforaciones ejecutadas. El

sondaje en el valle del río de las Minas, al frente de la desembocadura de Chorrillo Lynch, se suspendió hace ya mas o menos $2\frac{1}{2}$ años, i a 240 metros de profundidad, por defectuosa ejecucion; no tomando en cuenta algunos débiles horizontes gaseosos, esta perforacion no ha dado ningun resultado de interes.

Despues de las investigaciones de 1912 i 1913, se debieron considerar como rejiones mui favorables para yacimientos de petróleo:

- 1) La zona de Punta Carrera, río Canelos i río Amarillo.
- 2) La rejion del río Tres Puentes i río Mina Rica.
- 3) La costa norte de la isla Riesco, entre el Canal Fitz Roy i el río Prat.

Estas rejiones fueron examinadas detenidamente en cuanto a su estructura jeológica; i, por orden del Ministerio de Industria i Obras Públicas, se indicaron en las dichas rejiones, 8 puntos para perforaciones a cata. Ademas, se exploró tambien la parte norte de la isla Dawson.

En el presente informe, sólo se darán a conocer los resultados de los trabajos del presente año, resultados que fundaremos brevemente teniendo a la vista una carta jeológica principal con tres perfiles, un cróquis jeológico con un perfil, i 16 vistas fotográficas. (1)

En cuanto a lo que se refiere, primeramente, a la estructura jeológica de la rejion magallánica, bástame llamar la atencion hácia las indicaciones espuestas en mi «Informe sobre el reconocimiento jeológico de los alrededores de Punta Arenas i de la parte noroeste de la Tierra del Fuego, con el objeto de encontrar posibles yacimientos de petróleo; con un cróquis jeológico. Santiago 1913». Como en la isla Riesco i al norte del Seno Skyring he encontrado indicios ciertos de yacimientos petrolíferos, se basa este informe preliminar sobre una nueva carta jeológica que abarca la rejion comprendida entre los $52^{\circ} 20'$ i 54° de latitud sur, i los $69^{\circ} 7'$ a $72^{\circ} 15'$ de longitud.

El capítulo «Las posiciones tectónicas de los sedimentos entre el cretáceo i el terciario», tiene que sufrir algunas modificaciones en vista de los resultados de los reconocimientos practicados durante el presente año.

Tanto el cretáceo superior, como tambien el horizonte inferior del terciario, están formados por margas blandas, de color gris, en partes arenosas, que encierran concreciones calcáreas. Ambos horizontes son de edad mui distanciada, pues el de margas del terciario pertenece probablemente en la mayor parte de su estension al Mioceno. Por consiguiente, entre el Cretáceo i el Terciario ha existido una larga pausa de sedimentacion. De esta gran diferencia en las edades de ámbos horizontes, se deduce desde un principio, una discordancia entre el Cretáceo i el Terciario. Pero como el Cretáceo superior i el horizonte terciario inferior están constituidos por margas blandas, la erosion glacial ha obrado, justamente aquí, en una for-

(1) No ha sido posible publicar las 16 fotografías a que se refiere el informe.

ma extraordinariamente destructora, de modo que los horizontes limítrofes se hallan profundamente corroidos, i por lo jeneral cubiertos con gruesos sedimentos glaciales. Por lo tanto, en la vasta rejion hasta ahora explorada, sólo existen mui aislados afloramientos en los horizontes limítrofes. En el presente año, logré encontrar en 3 puntos el límite, completamente a descubierto, entre el Cretáceo-Terciario. El mejor afloramiento del límite Cretáceo-Terciario, se encuentra en la Punta Rocallosa, en la Isla Riesco. El cretáceo se compone aquí de margas pizarrosas que encierran capas de concreciones calcáreas de un color gris-blanco; con frecuencia se encuentran en estas margas venas de areniscas calcáreas de 5 a 20 cm. de espesor, en forma de filones. El rumbo de estas venas de areniscas, es casi siempre mui diverso del rumbo de las margas pizarrosas, por lo jeneral, son verticales o se desvian mui pocos grados de la vertical. Frecuentemente están cortadas por líneas de fallas i mas o ménos desviadas. La edad cretácea de estas margas pizarrosas queda certificada por el hecho de haberse encontrado algunos Amonites en las concreciones calcáreas de estas margas. El rumbo de las margas pizarrosas es N. 21.º O. i la inclinacion 49.º N.E.

Sobre las margas pizarrosas sigue, con visible discordancia de erosion, un conglomerado fundamental con un cimientto de arena glauconítica calcárea de grano grueso. El conglomerado tiene un espesor variable de 4 a 12 metros. Los rodados, en cuanto están bien redondeados, son rocas eruptivas básicas, cuarcita i pizarras metamorfas. En la capa inferior del conglomerado, se encuentra de preferencia trozos de cantos poco redondeados de las concreciones calcáreas de color gris claro, de las margas cretáceas. Estos hechos se ven marcadamente en las fotografías N.ºs. 1 i 2. La línea irregular roja, en el papel trasparente, corresponde a la línea de la discordancia de erosion. A la derecha, debajo de la línea roja, se ven las capas de las margas del cretáceo, con las concreciones calcáreas claras dispuestas por capas (Fig. N.º 1). A la izquierda, encima de la línea roja, se ve el conglomerado terciario con los trozos, de cantos redondeados, diseminados irregularmente, de las concreciones calcáreas de las margas del cretáceo. En la fig. N.º 2, encima de la línea ondulada de la discordancia, marcada con tinta roja, se ve mejor la forma irregular de los trozos de las concreciones calcáreas. En las figuras se ve, ademas, que el rumbo i la inclinacion de las capas del Cretáceo i de las capas del Terciario son iguales. El rumbo está indicado en el papel trasparente por una línea roja, i la inclinacion por una pequeña flecha tambien roja. Las venas de areniscas calcáreas en forma de filones, mencionadas mas arriba, contenidas en las margas cretáceas, son incisiones que han sido rellenadas durante la trasgresion i por consiguiente, son tambien de edad terciaria. Sobre el conglomerado terciario sigue un horizonte de areniscas de color gris i grano fino, de 40 metros de espesor. Sobre estas areniscas siguen despues margas grises con concreciones calcáreas, con un espesor de varios cientos de metros. Estas margas corresponden, en su for-

macion petrográfica, casi absolutamente a las margas del Cretáceo, de modo que su diferenciacion se puede hacer, casi únicamente, en vista de los fósiles que contienen. Pero como los fósiles son extraordinariamente escasos tanto en el horizonte de margas del Cretáceo como tambien en el del Terciario, en muchos puntos no es posible comprobar, hoy en día, si se tiene al frente el horizonte de margas del Cretáceo o el del Terciario. Por este motivo no se ha asignado, en la carta jeológica, una edad determinada a los horizontes de margas. La designacion de las capas cretáceas, se ha marcado sólo en aquellas partes en las cuales se ha comprobado la edad por medio de fósiles o por venas de areniscas calcáreas. Hai que mencionar, todavía, que estas venas de areniscas calcáreas, en forma de filones, sólo pueden existir en la vecindad inmediata del límite terciario, en las margas del Cretáceo. Por lo tanto, es posible que una parte de las rejiones, marcadas en esta carta jeológica como horizonte de margas, tengan que señalarse en reconocimientos posteriores, como Cretáceo. Una discordancia de erosion análoga entre el Cretáceo i el Terciario existe a mas o ménos 500 metros al norte de la Punta Carrera, en la costa Este de la península de Brunswick. En el perfil A B, se la ha marcado entre la Punta Carrera i la Punta de los Patos.

En la costa Este de la isla Dawson, al Norte de la Punta Kelp, existe una marcada discordancia tectónica entre el Cretáceo i el Terciario. Aquí, por la ausencia de fósiles, aun no se puede indicar la edad exacta del Cretáceo. Mas hácia el sureste, en la Tierra del Fuego, el Terciario se halla depositado trasgresivamente sobre capas fuertemente plegadas, mas antiguas aun que el Cretáceo. He podido constatar de una manera segura, Terciario marino del lago Fagnano. Al parecer, el Terciario descansa aquí sobre capas del Jurásico.

En el capítulo «Las posiciones tectónicas de los sedimentos entre el Cretáceo i el Terciario» de mi informe de 1913, se ha dicho ademas: He encontrado los sedimentos cretáceos plegados de una manera mas o ménos escarpada, mientras que las capas terciarias las he encontrado siempre sólo con una débil inclinacion hácia el N. E». Por las investigaciones del año en curso, he comprobado que el terciario en la península Brunswick, en la isla Riesco i al norte del Seno Skyring, está plegado de una manera análoga que los horizontes superiores del Cretáceo. El Terciario de la orilla este de la cordillera principal está fuertemente plegado, mientras que las anticlinales i sinclinales se hacen, en direccion hácia el este, cada vez de pendiente mas suave i mas anchas. El brazo noreste de las anticlinales, casi sin escepcion tiene una inclinacion visiblemente mayor a la del brazo sureste. Ademas la plegadura decrece paulatinamente desde el suroeste hácia el noreste. Es por esto que en el perfil E F a traves de la isla Riesco, las capas carboníferas, pertenecientes al horizonte superior del Terciario, se encuentran en el oeste, junto a la mina Magdalena, justamente en la sinclinal, mientras que en los

pliegues situados mas hácia el oriente, se acercan cada vez mas a la anticlinal, de manera que el carbon, junto al rio Vaquería, se presenta ya cerca del núcleo de la anticlinal. La fotografía N.º 9 muestra el yacimiento carbonífero junto a la mina Magdalena en una posicion casi horizontal, en el núcleo de la sinclinal. En las capas arcillosas, que se presentan de color claro en la vista, i que se encuentran en el manto de carbon, se ve una inclinacion casi plana hácia el occidente; ya a 600 metros al poniente de este sitio, este mismo manto carbonífero, manifiesta ya una débil inclinacion hácia el oriente.

En la tabla adjunta he anotado todos los indicios petrolíferos que hasta ahora me han sido conocidos, dentro del horizonte en el cual se presentan. En consecuencia, se conocen indicios en 23 puntos diversos, de los cuales se presentan 17 en el horizonte de las margas i 6 en el de las areniscas, en el horizonte superior del Terciario. De los últimos seis, se presentan cinco en capas mas antiguas que los yacimientos carboníferos. En ningun punto de la rejion explorada he encontrado yacimientos carboníferos mas antiguos que los ya mencionados. Queda así demostrado, que los gases de hidrocarburo, con escepcion de los de Pecket Harbour, no pueden tener su oríjen en el carbon.

En nueve puntos distintos se presenta petróleo, i a saber, en 7 puntos en el horizonte de margas, i solamente en 2 en el de las areniscas.

De 19 emanaciones de gases de hidrocarburo se presentan 15 en el horizonte de las margas.

De esta relacion se deduce con toda claridad que los yacimientos petrolíferos se han de encontrar en el horizonte de las margas.

La rejion mas importante para el descubrimiento del yacimiento primitivo del petróleo en Magallánes, es la rejion de la Punta Carrera, rio Canelos i rio Amarillo. Ya desde mas o ménos 10 años se conoce, a 988 metros al norte de la desembocadura del rio Canelos, en la costa del estrecho de Magallánes, una emanacion bastante fuerte de gases hidrocarburos. Los gases tienen por lo jeneral un olor, apénas perceptible, a bencina; a veces huelen fuertemente a hidrójeno sulfurado. Arden fácilmente i una vez inflamados, arden largo tiempo i sólo se apagan cuando corre fuerte viento o cuando el oleaje es recio. La figura N.º 4 muestra esta fuente de gas en la baja marea. La capa de rodados de aproximadamente 0,50 metros de espesor, ha sido perforada i se ha introducido un tubo de fierro en las capas de margas. La presion del gas arroja al agua fuera del tubo.

La vista N.º 5 nos muestra la fuente de gas bajo alta marea; se ve claramente cómo las burbujas ascendentes del gas forman fuertes olas concéntricas, produciendo la imájen de que el agua está en ebullicion.

La fotografía N.º 6 representa esta misma fuente en estado inflamado. Las manchas blancas en la parte superior de la fotografía, i la gran mancha clara, son llamas.

La vista N.º 7 nos muestra esta misma fuente en estado no inflamado.

A 208 metros al norte de la desembocadura del río Canelos, he encontrado una segunda emanación de gas, de menos fuerza.

A 250 metros al sur de la desembocadura del río Canelos encontré un banco de arenisca glauconítica, de color gris-verde i de mas o menos 12 metros de espesor, que tiene un subido contenido de petróleo. Los bancos de areniscas, durante la alta marea, están completamente cubiertos por el agua; durante la baja marea, los dichos bancos quedan a descubierto en una extensión de mas o menos 36 metros. Cuando el agua comienza a subir i a bañar la arenisca, se forman delgadas capas irisadas de petróleo sobre el agua. Moliendo la arenisca en agua caliente, se forman rápidamente gruesas capas de petróleo. La vista N.º 3 nos muestra el banco de arenisca durante la baja marea, fotografiado desde el norte. Estas mismas areniscas se encuentran a 300 metros al noroeste, en el curso inferior del río Canelos. Mas o menos a 3,000 metros al sur del río Canelos, en el terreno del colono Oyarzún, se encuentran, a una distancia de aproximadamente 400 metros de la orilla del Estrecho, tres emanaciones de gases sulfhídricos, en capas de margas. Durante la baja marea, se puede averiguar con mucha exactitud, la estructura geológica de esta región. Al norte del río Canelos, el rumbo es N. 47º O. Las areniscas petrolíferas tienen una inclinación de 40º hacia el NE. Junto a la emanación gaseosa a 208 metros al norte del río Canelos, la inclinación es de 38º hacia el NE. i junto a la fuerte fuente gaseosa es de 32º NE. A 600 metros al norte de esta última fuente, la inclinación es de 24º NE. En la costa, a 3,000 metros al sur del río Canelos, el rumbo es de N. 45º O. i la inclinación de 42º SO. En el trecho entre Oyarzún i Lechería sur, se presentan 2 fallas paralelas, entre las cuales las capas tienen rumbo N. 30º E. e inclinación de 26º hacia el SE.

La Tectónica de esta región se espresa claramente en el perfil C D. Los indicios petrolíferos están situados sobre una anticlinal, que es cortada en su núcleo por una zona de dislocaciones. Por las fallas, la parte SO. es arrastrada hacia la profundidad. Las areniscas petrolíferas están situadas sobre el brazo noreste de la anticlinal, con 2 horizontes gaseosos sucesivos. Es muy posible que ambas emanaciones gaseosas asciendan de la arenisca petrolífera situada en la profundidad, o de horizontes petrolíferos que se encuentran a mayor altura que la arenisca al sur del río Canelos. En el núcleo de la anticlinal afloran margas cretáceas comprobadas, pero la edad de las capas de margas, en cuya parte inferior se encuentra la arenisca petrolífera, no puede aun indicarse con seguridad.

En Mayo de 1913, indiqué un punto de sondaje a 625 metros al norte de la emanación gaseosa. Este punto está situado a 322 metros de distancia perpendicularmente al rumbo de las capas de la gran fuente de gas. El sondaje debía alcanzar el horizonte gaseoso a unos 150 metros de profundi-

dad, i en caso dado, uno de petróleo a mayor profundidad. En este punto se efectuó una perforacion por la Compañía de Petróleos de Patagonia.

Ya a 44 metros de profundidad atravesó este sondejaje un horizonte gaseoso. A 167 metros de profundidad se encontraron emanaciones mas considerables de gases i se mostraron tambien, en forma visible, indicios de petróleo. A 192 metros de profundidad emanaron grandes cantidades de gases.

El barro del sondejaje, desde los 210 hasta los 243 metros de profundidad, contiene numerosos indicios de petróleo, de color café i de olor aromático. No existian trocitos de roca no molida, de manera que no se puede comprobar si el petróleo es oriinario de estas capas. En todo caso, en las muestras provinientes de los 210 hasta 243 metros existen mui considerables indicios de petróleo.

A partir de 312 metros de profundidad, se perdieron en absoluto los gases. La perforacion alcanzó hasta los 550 metros, i tuvo que suspenderse a causa de un accidente. Este sondejaje sólo atravesó margas pizarrosas con concreciones calcáreas i algunas pocas capas de areniscas de grano fino. Por desgracia no se examinó mas detalladamente el horizonte petrolífero desde los 210 hasta los 243 metros de profundidad. Como este último horizonte se encontraba en margas de grano mui fino, fácilmente habria sido posible obtener un éxito por medio del empleo de esplosivos. En este punto se atravesaria, probablemente a 653 hasta 771 metros de profundidad, la arenisca petrolífera encontrada junto al rio Canelos.

Como en este pozo se encontraron fuertes emanaciones de gases ya a la reducida profundidad de 44 metros, propuse a la Compañía de Petróleos de Patagonia, en 1914 previa una consulta por parte de ella, trasladar el punto de sondejaje algunos cientos de metros mas hácia el norte, para atravesar los horizontes gaseosos a mayor profundidad. En vista de esto, la Compañía comenzó un segundo sondeo, 3,050 metros al norte de la desembocadura del rio Canelos, i a una distancia de aproximadamente 300 metros de la costa. Este sondejaje, a una profundidad de 104 metros, atravesó un horizonte de gases. En Abril de 1916 comunicó el maestro de sondejajes que a 192 metros de profundidad se habia encontrado con un yacimiento petrolífero. El 15 de Abril, i por encargo del Ministerio, examiné el pozo, labrado con un diámetro de 12 pulgadas i que tenía sólo, en un pique de mas o ménos 6 metros de profundidad, como proteccion del pozo, un tubo de 6 metros de lonjitud i 12 pulgadas de diámetro. En el pique habia agua subterránea, en mas o ménos 3 metros de altura; el tubo se encontraba a 1 metro sobre el nivel del agua, de modo que sólo se encontraban unos dos metros dentro de la roca. Todo el resto del pozo no estaba entubado. Cuando se introdujo la cuchara para estraer un poco de petróleo i medir el nivel de éste, se produjeron, por el choque de la cuchara contra las paredes del pozo constantemente derrumbes, de modo que existia el gran peligro de cor-

tarse el cable de traccion a causa de los mencionados derrumbes, i quedar-se la cuchara en el pozo. Por suerte, se logró estraer otra vez la cuchara. El pozo sólo tenia ahora 142 metros de profundidad, de modo que el resto habia sido tapado por los derrumbes. Se puede apreciar en 400 a 500 litros la cantidad de petróleo crudo, espeso i de color pardo-oscuro, con abundante contenido en agua, existente en el pozó. El olor del petróleo era fuertemente aromático. Como por una parte no se disponia de cañería apropiada para entubar el pozo, i como por otra parte, por la introduccion de tubos de 6 pulgadas se creaba para el pozo el mayor peligro, no quedó mas remedio que paralizar todos los trabajos en el pozo i aconsejar a la Compañía de Petróleos de Patagonia adquirir los tubos de 10 pulgadas, apropiados para entubarlo.

En consecuencia, no habia posibilidad alguna para obtener un dato seguro sobre la importancia de este hallazgo. La figura N.º 16 muestra este sondaje el dia 15 de Abril. Tanto la cuchara como la sonda, a causa del petróleo tienen un color negro brillante.

El 1.º de Junio, revisé nuevamente el pozo, i en esta fecha sólo tenia 92 metros de profundidad, de modo que se habian tapado ya 100 metros a causa de los derrumbes. El pozo ya no contenia petróleo, hecho este, que en ningun caso debe causar asombro, pues por un derrumbe de 100 metros se ha tapado el acceso al petróleo, como tambien el petróleo que ántes existia en él. Este descubrimiento, no es todavía de importancia decisiva para resolver el problema de encontrar los horizontes petrolíferos existentes.

De la mayor importancia es en esta rejion el descubrimiento de una capa de areniscas de 12 metros de espesor, impregnada de petróleo, situada en el horizonte de las margas, i a saber, bajo condiciones jeológicas favorables a la acumulacion de depósito de petróleo. Se ha logrado, pues, encontrar un depósito de petróleo en un yacimiento primitivo. Resta ahora determinar por medio de un sondaje, si este yacimiento petrolífero es tambien industrialmente aprovechable, cuestion para cuya solucion favorable hai esperanzas, pero en ningun caso seguridad. Para resolver esta cuestion, propongo la ejecucion de un sondaje, que atravesará la arenisca petrolífera a mas o ménos 200 hasta 270 metros de profundidad. En vista del rumbo e inclinacion de las capas, el punto apropiado se halla a 740 metros al norte de la desembocadura del rio Canelos, i desde aquí 200 metros tierra adentro en direccion perpendicular a la costa. Este punto queda, pues, situado a 250 metros de distancia perpendicular de la línea de rumbo de las areniscas petrolíferas. En el perfil C. D., es el tercer punto de sondaje a partir de D.

Condiciones mui favorables para yacimientos petrolíferos existen tambien en la costa norte de la isla Riesco, entre la Punta Rocallosa i el rio Vaquería. Por órden del Ministerio, yo debia indicar aquí puntos para sondajes.

El perfil E. F. espone la estructura jeológica de esta rejion, con los indicios ahí existentes de yacimientos petrolíferos. En margas del Terciario i de plegaduras mui escarpadas, emanan gases de hidrocarburos entre la Punta Rocallosa i la Mina Magdalena. La figura N.º 8 reproduce esta fuente de gases, que es una abertura de forma ovalada, lleno de agua. El diámetro longitudinal es de 0,80 metros, i el trasversal de 0,60 metros. En el centro se ve cómo el agua, a causa de las numerosas burbujas de gas, que ascienden con una gran presion, es fuertemente removida. La ancha faja de las blandas burbujas de espuma se ve especialmente en la parte anterior. Pero como las capas tienen aquí una inclinacion de 51° hácia el NE., una perforacion necesaria llegar, probablemente, a mas de 1,200 metros de profundidad para llegar al yacimiento petrolífero. Como ademas la escarpada inclinacion enangosta excesivamente el horizonte petrolífero, existiendo por lo tanto gran peligro de efectuar un sondaje errado, me desistí de buscar aquí un punto de sondeo.

A mas o ménos 3,000 metros al este de la Mina Magdalena se encuentra una bien construida anticlinal, cuyo núcleo está formado por las margas del Terciario. El brazo SO. tiene una inclinacion media de 21° . En el brazo NE. se encuentra una débil flexion. Exactamente en el núcleo de esta anticlinal, se presentan, en una faja angosta de 100 metros de longitud, en la costa del Seno Syring, en parte en el agua i en parte en tierra, numerosas pequeñas emanaciones de gases de hidrocarburos. Si todos estos gases emanan en un sólo punto, resultaria sin duda una fuente gaseosa de mayor fuerza que la representada en la figura 8.

Una perforacion a 630 metros al oeste del núcleo de la anticlinal i a 400 metros de distancia de la costa, cortaria las capas del núcleo de la anticlinal a 240 metros de profundidad. A partir de esta profundidad, podria esperarse un yacimiento petrolífero. Pero, en caso dado, habria que calcular con una profundidad superior a 600 metros.

3,000 metros al oriente del rio Palo se encuentra una segunda anticlinal, cuyo brazo occidental tiene una inclinacion media de 36° . El brazo oriental tiene en la vecindad del núcleo de la anticlinal, una inclinacion de 60° . En un arroyito, a mas o ménos 800 metros al sur de la costa, hai débiles emanaciones de gases hidrocarburos.

Una tercera anticlinal bien formada, se halla a mas o ménos 2,000 metros al oeste del rio Vaquería. Exactamente en el núcleo anticlinal se presentan aquí, en la orilla del Seno Skyring, varias emanaciones gaseosas de cierta intensidad. Como la inclinacion media, tanto del brazo oriental como el del occidental, es de 31° , he indicado un punto de sondaje en ámbos brazos.

A 730 metros al occidente del núcleo de la anticlinal i a 400 metros de distancia de la costa, la perforacion cortaria las capas del núcleo de la anticlinal a 400 hasta 450 metros de profundidad. A igual distancia queda co-

locado el punto de sondeo en el brazo oriental. En estas perforaciones hai que contar con profundidades de 900 metros.

(Concluirá).



Tratamiento de los relaves del Mineral del Teniente de la Braden Copper Co., Rancagua

Este artículo, es un resumen del informe N.º 2 pasado por el autor a la Direccion Jeneral de Obras Públicas, con fecha 20 de Julio del año en curso, con motivo del último accidente ocurrido en dicho Mineral.

Se trata en él, de dar una breve idea sobre los siguientes puntos:

A).—La explotacion que efectúa la Compañía arriba nombrada, para el tratamiento de sus relaves, los cuales se vacian a la quebrada del rio Coya, afluente del rio Cachapoal.

B).—Las causas que han originado el accidente del 15 de Junio ppdo., i algunos datos sobre derrumbes anteriores, ocurridos en otros tranques.

C).—Conclusiones que fluyen del estudio anterior, i de casos análogos, en los Estados Unidos, especialmente, para evitar que se repitan en el futuro, las contaminaciones accidentales o permanentes de las aguas del rio Cachapoal.

A.—LA ESPLOTACION DEL MINERAL I DE LOS RELAVES.

I.—Cantidad de minerales explotados desde 1911 hasta Junio 15 de 1916.

La Compañía explota minerales de cobre de baja lei con un porcentaje variable entre 2 i 3%.

Hasta el presente, ha explotado un total de 4.008,059 toneladas de este mineral, habiendo iniciado formalmente sus trabajos, el año 1911.

Las cantidades anuales explotadas, lo mismo que la lei media de los minerales, se encuentran consignadas en el cuadro del anexo N.º 1.

ANEXO Núm. 1

CANTIDAD DE MINERALES ESLOTADOS DESDE EL AÑO 1911
HASTA EL 1.º DE JUNIO DE 1916

	Molino Viejo		Molino Nuevo	
Año 1911.....	35 049 tons.	3.03%	18 201 tons.	2.5 %
Año 1912.....	92 390 »	2.68	271 661 »	2.55
Año 1913.....	108 970 »	2.31	676 105 »	2.25
Año 1914.....	33 380 »	2.23	866 919 »	2.12
Año 1915.....	...	...	1 195 858 »	2.20
Año 1916.....	...	...	709 526 »	2.09
Totales.....	269 789 tons.	2.56%	3 738 270 tons.	2.28%

Total del M. V..... 269 789 »

Suma..... 4 008 059 toneladas

Lei media..... 2.4%

El término medio de la lei resultante, segun las cifras apuntadas en dicho cuadro, alcanza a 2.4%.

II.—Composicion media de los minerales esplotados

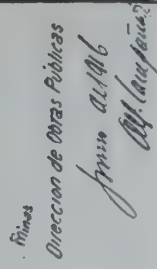
Los análisis de los minerales, durante los primeros cinco meses del año en curso, arrojan una lei media de 2.08% de cobre i se encuentran en mayor proporcion, las materias siguientes: Sílice 56.3%, alúmina 19.7%. El resultado del análisis medio para el período indicado, se encuentra en el anexo N.º 2.

ANEXO Núm. 2

ANALISIS DE LOS MINERALES OBTENIDOS DURANTE CINCO
MESES DE ESLOTACION DEL AÑO 1916

	%
Cobre.....	2.08
Sílice.....	56.30
Fierro.....	6.40
Oxido de calcio.....	0.36
Alúmina.....	19.70
Súlfuros.....	2.80

Ex. 1: 1:100000



III.—Procedimiento usado en el tratamiento de los minerales, desde su entrada al Molino, hasta la obtencion de los concentrados i relaves.

En líneas jenerales, el procedimiento que se emplea en el Molino para el tratamiento de los minerales, comprende dos faces: La Concentracion por medio de chancadoras, molinos i mesas; i la Flotacion o Espumacion por la vía húmeda, con lo cual se obtienen los concentrados de 20% de lei i los relaves con 0.5% de cobre.

El procedimiento comprende las operaciones siguientes:

1.º) Chancado del mineral en molinos Mc. Cully, que los reduce a fragmentos de 7.5 centímetros.

2.º) Chancado en rodillos sistema Garfield, combinados con chancadoras Symons de discos, que reducen el mineral a un tamaño apropiado para la primera concentracion.

3.º) Primera concentracion en mesas sistema Wilfley.

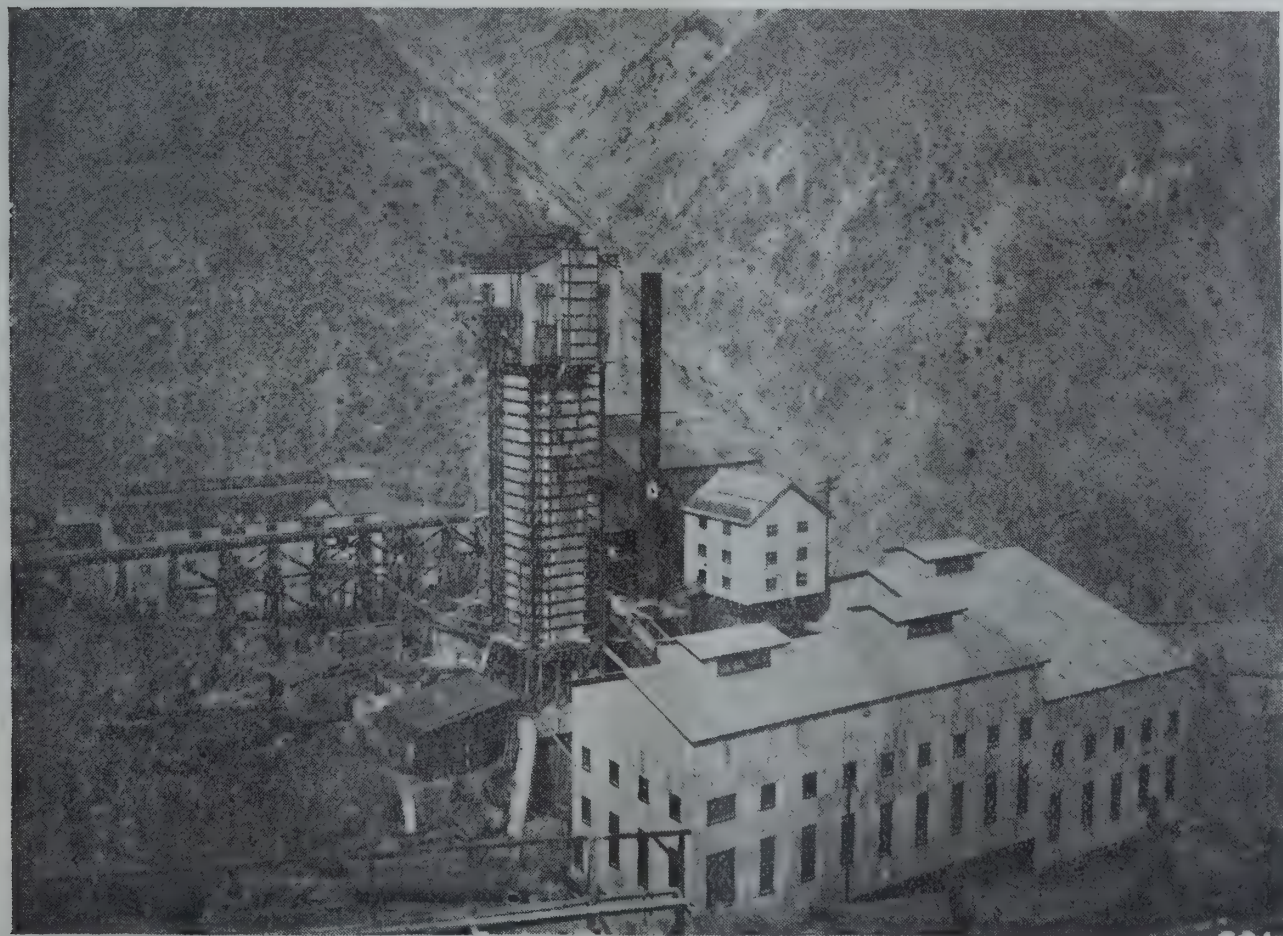
4.º) Molienda fina del concentrado obtenido, en molinos sistemas Hardinge, con esfera de metal.

5.º) Segunda concentracion, en mesas del mismo sistema, seguida por:

6.º) Nueva molienda fina en molinos Hardinge.

7.º) Tercera concentracion, por el sistema llamado de Espumacion o Flotacion; en este proceso, se usan pequeñas cantidades de ácido sulfúrico, aceite de alquitran de madera i petróleo crudo. (Ver anexo N.º 7).

ANEXO Núm. 7



Planta de Acido Sulfúrico

COARSE ORE BIN - WITH DUMPING FACILITIES FOR 8 CAR LENGTHS
DRY LOW CR. 400 TON - FEEDING WITH 12 32" APRON FEEDERS
1- 30" CONVEYOR - 350 FT PER MIN

2- CRIZZLES - 47" x 120" (UPPER 1" SPACE
MIDDLE 1" 4" (BOTTOM 2" 8")
1- 34" CONVEYOR - 350 FT PER MIN

2- 107" IMPULSORY CRUSHERS CRUSHING TO 3"

2- TROMMELS - 48" x 100 FT - 1/4" M.M. x 1/8" M.M. SLOTS

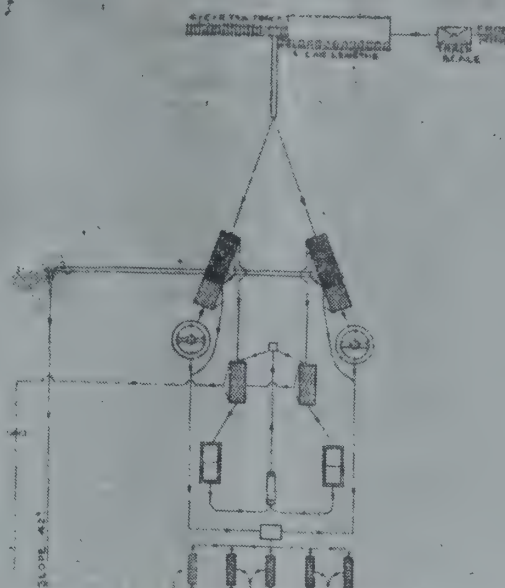
1- AUTOMATIC SAMPLER

2- 12" x 20" GANFIELD ROLLS - 83 R.P.M. CRUSHING TO 5 M.M.

1- 30" ELEVATOR - 425 FT PER MIN

1- INTERSECTION FEED BOX - DISTRIBUTING TO 5 SYMONS DISCS

5- PERFORATED MANGANESE PLATES - 16" x 10" IN 5 SECTIONS
2- 10" ROLLS - 3" CENTRES SLOPE - 9" PER FT



1- RECEIVING AND EQUALIZING BIN

2400 TON CAPACITY - FEEDING WITH 12 32" APRON FEEDERS
1- 30" CONVEYOR - 350 FT. MIN. DES. DROPPING BY 40" LIP - TO CONVEYOR
1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

2- 34" CONVEYOR - 350 FT/MIN

3- 107" IMPULSORY CRUSHERS CRUSHING TO 3"

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

2- CRIZZLES - 47" x 120" (UPPER 1" SPACE
MIDDLE 1" 4" (BOTTOM 2" 8")

2- 107" IMPULSORY CRUSHERS CRUSHING TO 3"

2- TROMMELS - 48" x 100 FT - 1/4" M.M. x 1/8" M.M. SLOTS
SLOPE 9" PER FOOT

2- 12" x 20" GANFIELD ROLLS - 83 R.P.M. CRUSHING TO 5 M.M.

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

5- PERFORATED MANGANESE PLATES - 16" x 10" IN 5 SECTIONS

2- 10" ROLLS - 3" CENTRES SLOPE 9" PER FOOT

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

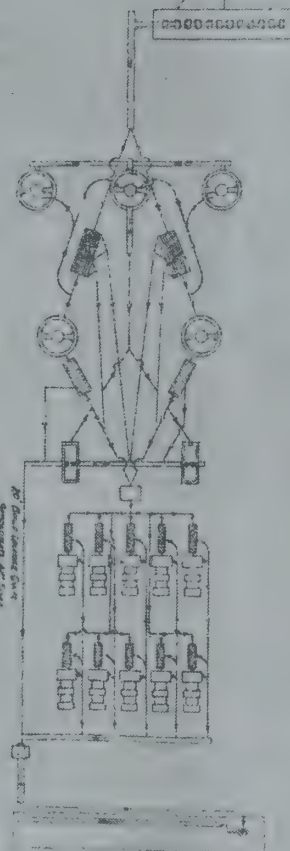
1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN

1- 30" CONVEYOR - 350 FT/MIN



BRADEN COPPER CO.

RANCACUA - CHILE - S. A.

FLOW SHEET OF CRUSHING PLANT - CONCENTRATOR AND
LATER PLANT

(A) FOR INCREASING CRUSHING PLANT TO 7500 & 10000 TONS
RESPECTIVELY SEE APPENDED IN LOWER LEFT HAND
CORNER CRUSHING PLANT FLOW SHEET OF WHICH UPPER
COARSE ORE BIN SYSTEM IS STILL TENTATIVE AND SUBJECT
TO MODIFICATION

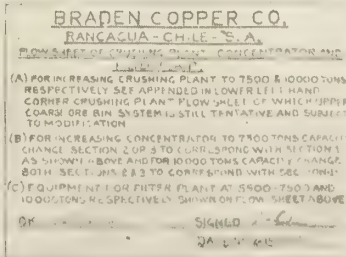
(B) FOR INCREASING CONCENTRATOR TO 7500 TONS CAPACITY
CHANGE SECTION 2 OR 3 TO CORRESPOND WITH SECTION 1
AS SHOWN ABOVE AND FOR 10000 TONS CAPACITY CHANGE
BOTH SECTIONS 2 & 3 TO CORRESPOND WITH SECTION 1

(C) EQUIPMENT FOR EITHER PLANT AT 5000 TONS AND
10000 TONS RESPECTIVELY SHOWN ON FLOW SHEET ABOVE

OK

SIGNED

DATE



ANEXO Núm. 3.—Plano esquemático del Molino

ANEXO Núm. 3



Vista jeneral del Molino

AB. Línea férrea para el transporte de los concentrados a la Planta de Fundicion.—C. Departamento para tomar muestras de los relaves que se conducen por una alcantarilla DC, desde el Molino hasta C.
—E. Llegada del Ferrocarril eléctrico con los minerales desde la mina.



El Molino i la planta de ácido sulfúrico

A. Departamento para tomar muestras de los relaves.—B. Canoa de madera de roble que conduce los relaves hasta el Embalse.—C. Id.



Chancadora del tipo Mc. Gully



Mesas de concentracion del tipo Wilfley



Batería de Molinos del tipo Hardinge

IV.—Produccion de Concentrados

Segun los datos que he tomado de la revista «Mining Magazine», del mes de Febrero de 1916, se han obtenido por el beneficio de los minerales de cobre, las siguientes cantidades de concentrados:

Año 1912.....	34 000 toneladas de concentrado
Año 1913.....	61 000 » »
Año 1914.....	88 000 » »

Hoi dia, puede estimarse la produccion del establecimiento, en unas 350 tons. diarias de concentrado, que se obtienen del tratamiento de 4,000 tons. de mineral en las 24 horas, lo cual da un promedio de concentracion de 8.5% del tonelaje diario, el resto, es decir, el 91.5% lo forman la parte sólida de los relaves.

V.—Análisis de los Concentrados

Los concentrados del Molino alcanzan a una lei de cobre de 20% aproximadamente. Del anexo N.º 4 se desprende que el análisis de los concentra-

dos hace notar la presencia de azufre, fierro i sílice, mas o ménos con la misma lei que el cobre i que el resto, lo componen algunas materias insolubles i otras sustancias.

ANEXO Núm. 4

ANALISIS DE LOS CONCENTRADOS, CORRESPONDIENTE AL MES DE MAYO DE 1916

	%
Cobre.....	20.05
Sílice.....	17.40
Fierro.....	23.90
Oxido de calcio.....	0.30
Oxido de magnesia.....	1.47
Alúmina.....	7.10
Azufre.....	27.60
Insolubles.....	21.20

VI.—Tonelaje de cobre obtenido desde 1911 hasta el 1.º de Junio de 1915

Aunque no dispongo de datos exactos, se puede hacer la estimacion de que la cantidad de cobre elaborado hasta hoi dia, por la Braden Copper, alcanza aproximadamente a:

$$0.75 \times 4.008,059 \times 0.024 = 72,500 \text{ toneladas de cobre}$$

Este tonelaje representa un valor aproximado, segun las fluctuaciones del valor del cobre en el mercado, de:

$$72,500 \text{ Tons.} \times \text{£ } 92 = \text{£ } 6.680,000$$

lo cual reducido en pesos chilenos al cambio de 10d. asciende:

$$\text{\$ } 160.000,000 \text{ de 10d.}$$

VII.—Produccion de relaves

Todas aquellas sustancias minerales, que no han sido recojidas en los concentrados, son las que forman los relaves; su constitucion es parecida, a una arena fina mezclada con sedimentos de diversas sustancias. Estos sedimentos al disecarse, toman el aspecto de un polvo impalpable.

Naturalmente, los relaves llevan una pequeña lei de cobre, que podria recuperarse, sometiendo las arenas a un nuevo tratamiento.

Los relaves son arrastrados por medio de una corriente de agua, proveniente del mismo Molino, i son conducidos por gravitacion, en una larga canoa de madera, hácia el embalse destinado a la decantacion del agua. Ver anexo N.º 5. Las arenas se separan aquí en un sitio conveniente, para formar el tranque del embalse y el agua, con los sedimentos, ocupa la hoya formada aguas arriba un gran lago en donde se opera el proceso de la decantacion.

ANEXO Núm. 5



VIII.—Tonelaje de relaves

El tonelaje de relaves puede estimarse en el 91.5% del tonelaje de mineral beneficiado en el Molino. De modo que, anualmente, las cantidades de relaves que han sido evacuadas del establecimiento son segun los años de:

Año	Tons. de mineral	Tons. de relaves	M³ de relaves D=1 500
1911.....	53 250	48 723	32 482
1912.....	364 051	333 106	222 070
1913.....	785 075	718 343	478 895
1914.....	900 299	823 773	549 182
1915.....	1 195 858	1 094 210	729 473
1916 (5 meses).....	709 526	649 213	432 809
	4 008 059 tons.	3 667 368 tons.	2 444 911 m³

El gasto de agua, que sirve para el arrastre de los relaves, i que se introduce en el Molino en la parte superior desempeña dentro de él una funcion importante para el transporte de una etapa a otra del tratamiento; naturalmente, se producen algunas pérdidas por filtraciones i por otras causas, de modo que, no se evacúa totalmente por la canoa toda el agua que se introduce al Molino. Así por ejemplo, de 280 litros por segundo (10 piés cúbicos por segundo), que entran al Molino en el punto superior A, salen 225 litros por segundo (8 piés p. s.), al final del Molino en el punto B., o punto inicial de la canoa, i llegan, 170 L. p. s. (6 piés p. s.), al final de la canoa en C., o mejor dicho entran al embalse; i por fin, se evacúan 130 L. p. s. (4.5, p. s.) en D., por el conducto que canaliza el rio Coya por debajo del embalse i del tranque.

Para mayor claridad, en el gráfico del anexo N.º 5 se encuentra explicado el camino que recorre el agua, desde el Molino hasta el acueducto que canaliza el rio.

IX.—Análisis de los relaves

Con el tratamiento a que se han sometido los minerales, por medio de las concentraciones sucesivas, no es posible sacar de ellos la totalidad de la lei de cobre que contienen. Se ha llegado actualmente a concentrar sólo el 78% del cobre i junto con él, un 25% del fierro que contienen los minerales. Esto quiere decir que los relaves se llevan una pequeña cantidad de cobre; así por ejemplo, la lei de cobre que se encontró en los relaves en el mes de Mayo de este año, fué de 0.454%.

Las demas sustancias químicas que contienen los relaves, son mui semejantes a las que contienen los minerales, cuyo análisis se encuentra en el anexo N.º 2, salvo naturalmente, la lei de cobre i de fierro, que como se ha explicado mas arriba, se encuentra alterada por las concentraciones. La dosificacion exacta de los relaves, ha sido estudiada en el Laboratorio de la Direccion de Obras Públicas por el señor Jorje Westman, lo mismo que la calidad de las aguas de los rios Teniente, Coya i Cachapoal.

X.—La planta de Recuperacion

A poca distancia del final de la canoa de los relaves, se encuentra instalada una planta de recuperacion que, como lo indica su nombre, está destinada a recuperar parte del cobre que arrastran los relaves. La fotografía del anexo N.º 6, dará una idea mas clara de su ubicacion, con respecto a la canoa.

ANEXO Núm. 6



Planta de recuperacion

C'C" Canoa de los relaves del Molino.— PR. Planta de recuperacion. — C'''C' Canoa que lleva los relaves a la cresta del tranque de arena.

Embalse.—Vista tomada al día siguiente del accidente del 15 de Junio.

a.)—Procedimiento empleado en esta planta

La planta trabaja el mismo tiempo que funciona el Molino i se extraen de ella algunas toneladas mensuales de concentrados.

El procedimiento mismo, consiste simplemente, en la extraccion de la espuma que se forma en la superficie de grandes depósitos de espumacion, en donde la velocidad del agua disminuye considerablemente, con respecto a la velocidad de escurrimiento que trae en la canoa, por efecto del aumento de seccion.

b.)—Cantidad de concentrados que se recuperan

Término medio, la recuperacion durante el año 1915, fué de 615 toneladas de concentrados por mes, con una lei de 11.68% de cobre; es decir, que la cifra de recuperacion osciló entre 3.4% i 2.8% del concentrado de 20% de lei que se obtiene en el Molino.

XI.—La explotación de los relaves provenientes del Molino

La explotación que ejecuta la Compañía, para el tratamiento de los relaves, es un sistema que se ha empleado desde largos años, tanto en los Estados Unidos como en Australia i en algunas minas de Sud-Africa.

Principalmente en los Estados de California i Nevada, de los EE. UU., este sistema ha sido reemplazado por otros de carácter mas definitivo, en los que intervienen algunas maquinarias, para llevar a cabo una filtración o una separación previa de los relaves, i que tienen como objetivo, separar el agua de las materias sólidas.

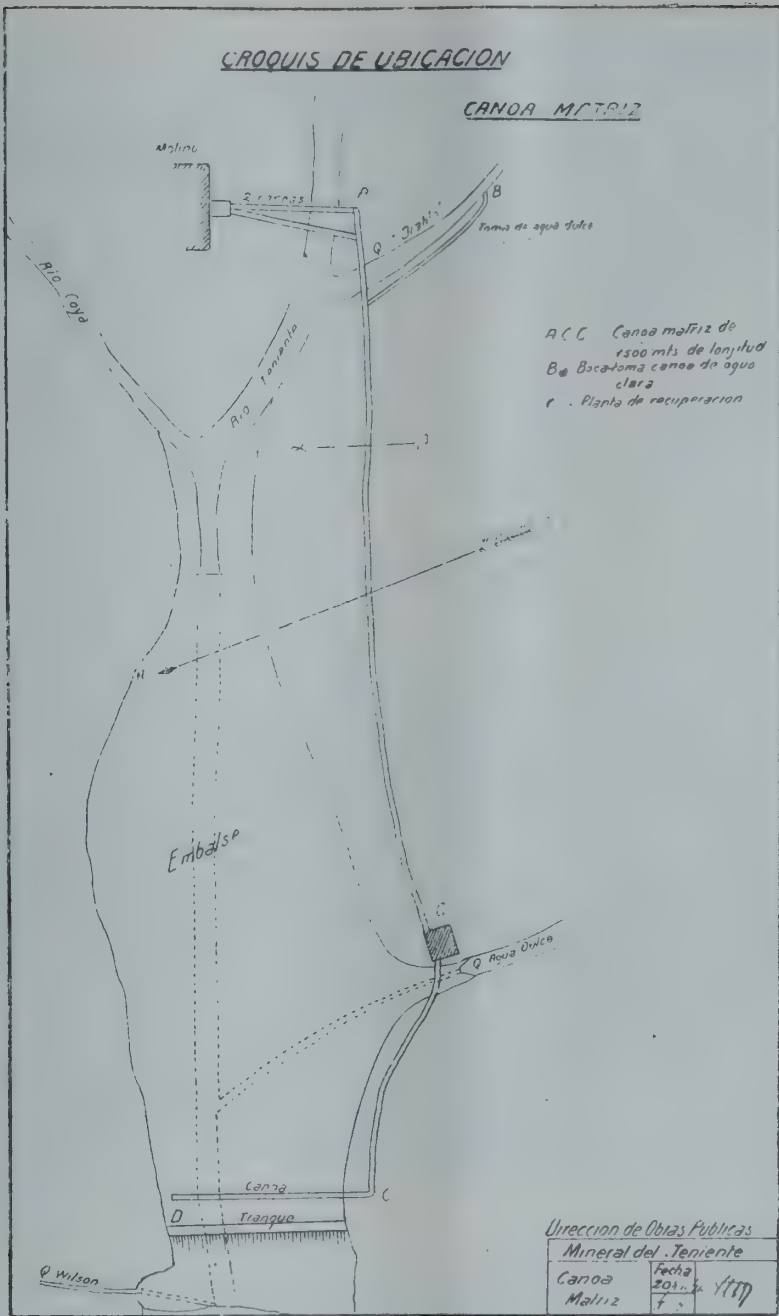
Entre otras razones, la supresión de los tranques de arena, para la decantación de los sedimentos, ha obedecido a exigencias especiales de legislación, que, como medidas de previsión, han sido impuestas por los reclamos de los agricultores que se encontraban dañados por la contaminación de las aguas del riego. La reglamentación de la evacuación de los relaves, lo mismo que su tratamiento, en cada caso, está contemplada en las leyes especiales de los Estados de Arizona, California, Nevada, Oregon, Utah i otros, en donde estas explotaciones mineras han tomado gran desenvolvimiento, especialmente con los beneficios en grande escala de minerales pobres, de baja ley de oro, cobre i plata.

a.)— Entrada de los relaves al embalse de decantación

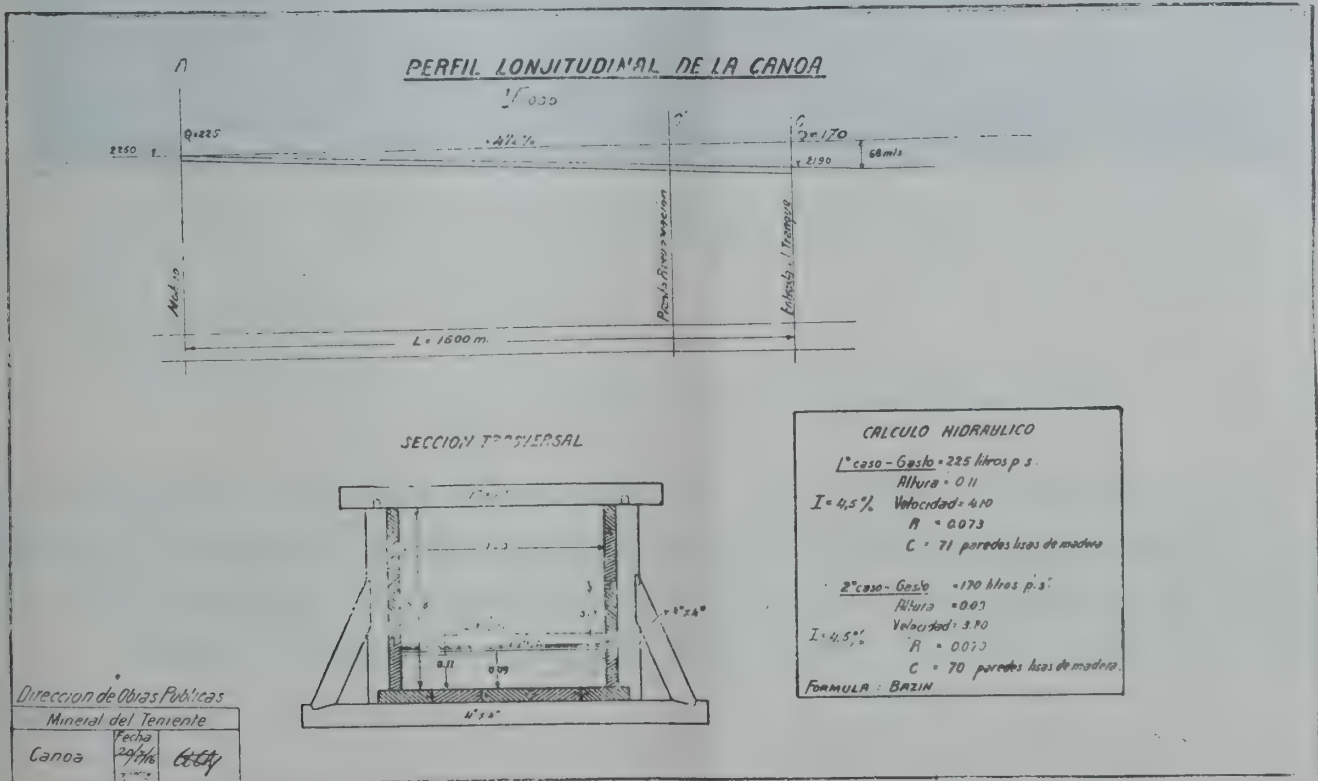
La corriente de agua cargada con los relaves, después de pasar por la planta de recuperación, es conducida al embalse de decantación. Las materias sólidas, se precipitan por la decantación, de tal manera, que las mas pesadas o mejor dicho, las arenas, quedan en la cresta del tranque, que sirve de muro al embalse, i las mas livianas, como son los sedimentos (slimes), van a ocupar el resto de la hoya.

Los relaves llegan así, a lo largo de la cresta del tranque en formación, por medio de una derivación perpendicular a la canoa matriz que va por el costado de los carros; sus características se encuentran en el anexo N.º 8.

ANEXO Núm. 8



Por medio de agujeros practicados en el fondo de la canoa distribuidora de unos 40 m /m de diámetro (1 1/2"), tapados con tarugos de madera, se eva-



cúan las aguas, cayendo en forma de chorros verticales cerca de la cresta del tranque, o bien, son recibidos por pequeñas canoas perpendiculares a la de distribución que acercan las arenas a la línea del coronamiento.

El agua con los sedimentos se escurre hácia el embalse, dejando solamente a plomo de los agujeros, pequeños montículos de arena que no son arrastrados, pero que se palean por obreros al punto necesario de la cresta, para formar el talud del muro.

Las fotografías del anexo N.º 9, darán una idea como se ha formado el muro, i el aspecto que presentaba el embalse algunos días ántes del accidente del 15 de Junio.

ANEXO Núm. 9



Fotografía del tranque de 2 de Junio de 1916

b.)—Procedimiento usado para formar el tranque

El procedimiento usado en la construcción de estos tranques es muy semejante al sistema designado con el nombre de «Relleno Hidráulico» (Hydraulic-Fill), muy usado en la construcción de tranques para regadío en los EE. UU. i en Méjico. Esto no quiere decir que sea exactamente igual.



Fotografía del embalse del 15 de Abril de 1916

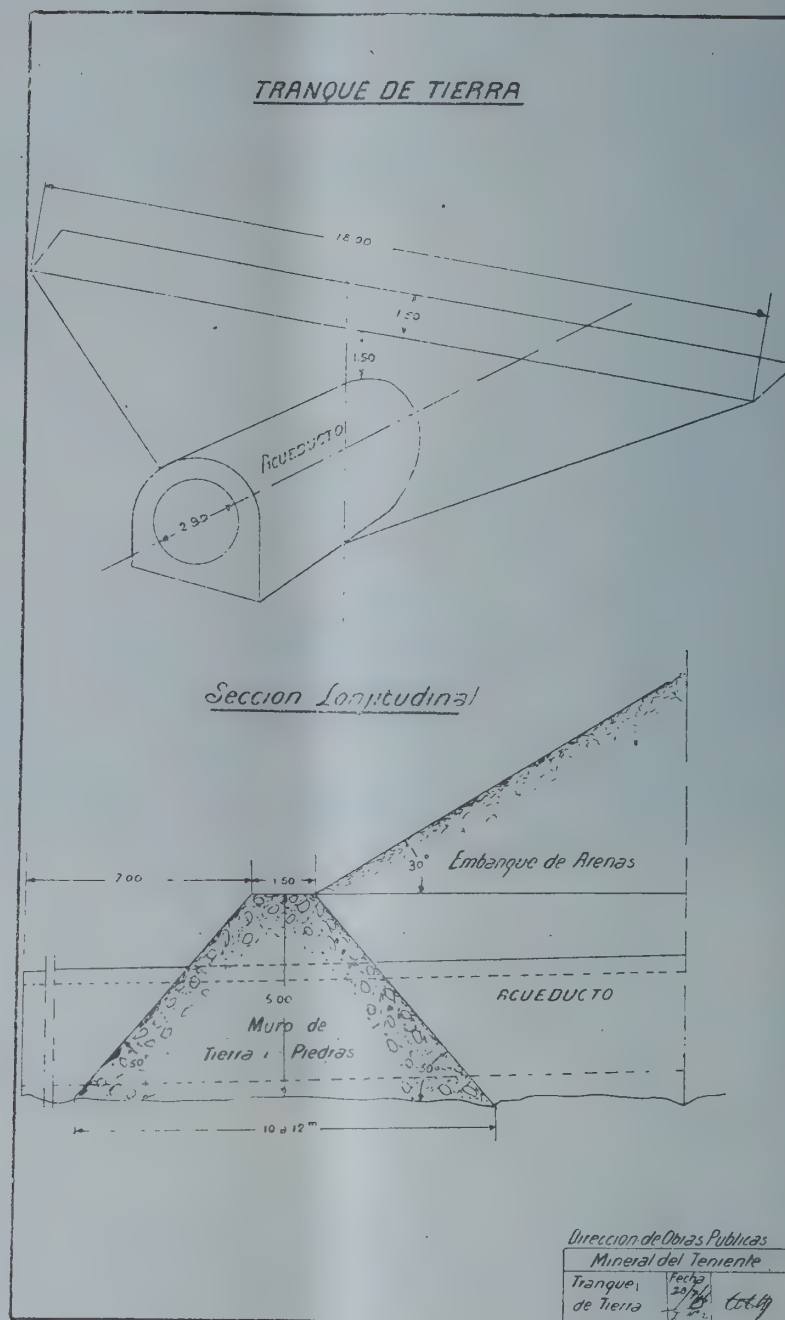
Se procede aquí, en primer lugar, por hacer un pequeño tranque de tierra proveniente de las laderas, a través del cauce del río en donde se quiere formar el embalse.

Este muro de oríjen, alcanza jeneralmente unos 5 o 6 metros de altura, con taludes de 1 : 1 i se le da en el coronamiento unos 2 metros de ancho. El agua de la quebrada se pasa por medio de un acueducto bajo este muro. Mas adelante se darán los detalles de construccion de este acueducto.

El muro de tierras no tiene entónces otro objeto, que facilitar la acumulacion de las arenas, que deben formar el tranque propiamente dicho.

En el anexo N.º 10 se encuentran las dimensiones i características del muro de tierra, que sirvió de base al tranque derrumbado, lo mismo que una fotografía, en la que puede observarse la disposicion de la canoa distribuidora, al iniciarse el vaciado de los relaves.

ANEXO Núm. 10



Dimensiones del tranque de tierras que sirvió de orígen al tranque derrumbado.

Los relaves que llegan por la canoa, comienzan a acumularse aguas arriba del muro de tierra. El agua, naturalmente, se almacena en un principio, pero paulatinamente, se filtra a traves de este muro debido a que no ha sido apisonado i a que los huecos que dejan los materiales que lo constituyen, permiten el paso del agua.

Estas filtraciones, cesan tan pronto como los huecos del muro se han rellenado con el material de arrastre que lleva el agua i tambien, por asentamientos pequeños, de las arcillas que forman el muro.

A medida que aumenta la cantidad de arenas acumuladas, se le va dando al tranque un talud de 30° o sea, 58% de pendiente en la cara de aguas abajo. El agua que ya no puede filtrarse, va formando un pequeño lago de decantacion.

Las sustancias, que contiene el agua en estado coloidal, se decantan



Fotografía al iniciarse la formacion del tranque derrumbado

paulatinamente, formándose un sedimento semi-líquido, en el fondo del embalse.

Encima, el agua queda mas o ménos clara, i se procede a su captacion por medio de pequeñas aberturas practicadas en la parte superior del acueducto, que permiten la entrada del agua decantada al interior. El agua clarificada junto con el agua de la quebrada se escurren así, aguas abajo del tranque. Todos estos detalles se esplicarán mas adelante.

c).—Proceso de decantacion

El proceso de decantacion que se opera en el embalse, es bastante complejo, i no se ha conseguido hasta la fecha, de una manera segura, llegar a precisar ninguna lei clara que pueda servir de base, para calcular de antemano, cuál será el verdadero valor, de la eficiencia de la decantacion. Se entiende por eficiencia, la cantidad de agua clarificada, que se obtiene, por unidad de tiempo i de superficie.

Sin embargo, por lo que se desprende de algunas esperiencias, practicadas en los EE. UU. por los señores H. S. Coe i J. H. Clevenger (1915-1916) se puede desde luego sentar algunas conclusiones importantes:

I.^a CONCLUSION

En la decantacion de los sedimentos (slimes) en un estanque cualquiera, se observan cuatro zonas perfectamente características que son:

Primera zona.—En el fondo se precipitan los sedimentos por la accion de su propio peso i por el efecto coagulante de algunas sustancias, contenidas en ellos. El producto tiene el aspecto de una jelatina. Una vez formada, tiene la consistencia suficiente para que al cortarla se mantenga en taludes verticales. Mientras está en contacto con el agua conserva fácilmente cierto grado de plasticidad, privada de agua, i espuesta a temperaturas bajo cero, adquiere una dureza aproximadamente inferior a la mitad de la del hielo, i por fin, dejada en reposo, despues de unos 60 dias principia o adquiere una propiedad parecida a la de la fragua del cemento.

Segunda zona.—Encima de esta jelatina, viene una zona de transicion entre el estado jelatinoso, i las aguas turbias, tal como vienen de las canoas.

Tercera zona.—La zona en que se encuentran las aguas turbias, debido al estado coloidal en que se encuentran las sustancias minerales que han soportado la molienda mas fina.

Cuarta zona.—Por fin, encima está la capa de agua clarificada. Cuánto es el grado de claridad de esta agua i cuál es su composicion química, son puntos sobre los cuales no se tienen datos precisos, porque no he conocido el embalse ántes del accidente ni he podido conseguir datos precisos. Sin embargo, de los antecedentes que se me han proporcionado por los ingenieros de la Compañía, se desprende que esta agua tenia mejor aspecto que el agua natural del rio Teniente ántes de su entrada al acueducto, lo cual querria decir, que la decantacion era suficientemente eficaz para retener las materias arrastradas en los relaves.

2.^a CONCLUSION.

Una conclusion importante para el estudio de la decantacion, se refiere a la altura de la capa de agua clarificada, i se dice que es independiente de la profundidad del embalse o del estanque en que se verifica la decantacion. Lo prueban así las esperiencias practicadas por el señor R. T. Mishler, en el año 1912, con los relaves de las Minas del Tigre del distrito de Sonora, ubicadas en Méjico.

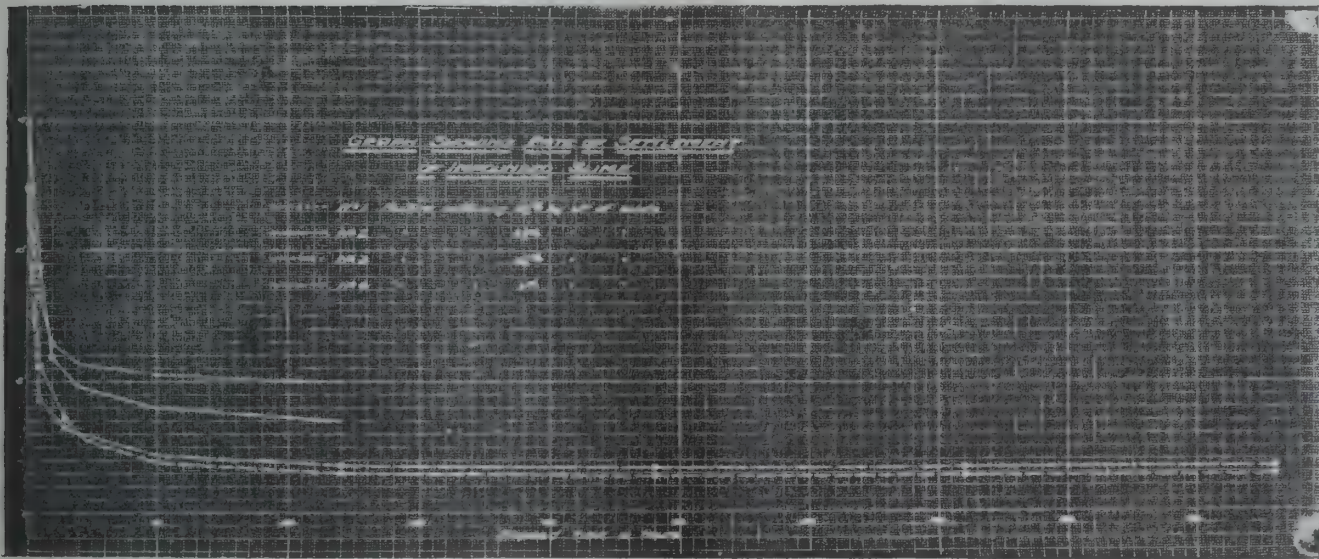
En el embalse del Teniente, se observó que la capa de agua clarificada tenia una profundidad uniforme, mas o ménos como de 0.45 mts. (1.5') a 0.60 mts. (2'), de altura, i en cualquier punto que se observase. Corrobora lo anterior, el que la sombra proyectada por objetos flotantes en la superficie del

embalse, se podia observar a mui poca profundidad sobre una capa oscura, talvez la tercera zona.

Lo anterior, es todo lo que se puede decir, sobre el resultado práctico de la decantacion de los relaves en estos embalses.

Debo a la amabilidad del ingeniero señor Ross E. Douglass, Superintendente de la Seccion Molino, algunos ensayos de decantacion hechos con relaves de diferentes densidades, que se encuentran explicados en el gráfico del anexo N.º 11. Igualmente, dos análisis químicos del agua del rio Teniente, ántes de recibir los relaves del Molino, i el otro, del agua del rio Coya, inmediatamente aguas abajo del tranque.

ANEXO Núm. 11



Esperiencia sobre decantacion de los relaves

Ambos análisis, son de muestras tomadas durante algunos dias consecutivos del mes de Junio pasado. (Ver anexo N.º 12).

ANEXO Núm. 12

ANALISIS DEL AGUA DE LOS RIOS TENIENTE, ANTES DE ENTRAR LOS RELAVES DEL MOLINO I DEL COYA, AGUAS ABAJO DEL TRANQUE:

A).—RIO TENIENTE:

	Fecha	Gramos de ácido sulf. por litro	Sulfato de Fe.
	_____	_____	_____
Junio	13.....	0.0049	0.0134
»	14.....	0.0049	0.0123
»	15.....	nada	0.0145

B).—RIO COYA:

		$\frac{\text{‰}}{\text{Cu}}$, en gramos por litro	Gramos de ácido sulfúrico libre
Junio	3.....	0.036	0.0019
»	4.....	0.042	0.0000
»	5.....	0.042	»
»	6.....	0.045	»
»	7.....	0.049	»
»	10.....	0.011	»
»	11.....	0.046	»
»	12.....	0.048	»
»	13.....	0.048	»
»	14.....	0.036	»
»	15.....	0.010	»

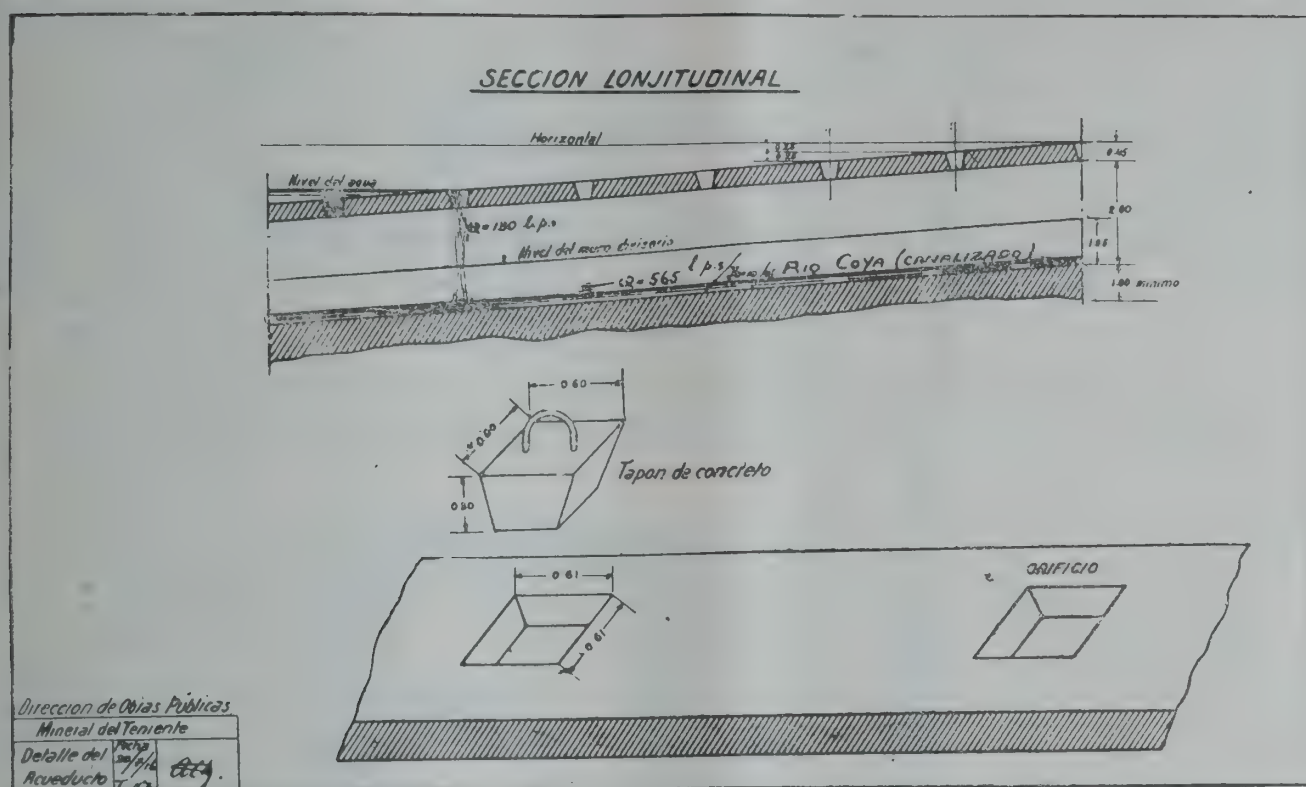
d.)—Salida del agua decantada

El agua decantada se evacúa por el acueducto que canaliza el rio Coya. La salida de agua se hace por rebalse. El acueducto lleva en la parte superior i en toda su estension, de distancia en distancia, pequeños orificios de salida, que se han construido con una diferencia de nivel de 0.20 mts. a 0.25 mts. entre uno i otro. Cuando el nivel del agua en el embalse llega hasta el nivel de un orificio, cae dentro del acueducto. A medida que el nivel va subiendo con el aumento de altura del tranque, empieza entónces a funcionar el orificio inmediatamente superior. Se trata siempre de tapar el orificio que ha quedado bajo agua, para evitar que sean arrastrados al interior del acueducto, los sedimentos que se han decantado al rededor de él. Al efecto, se disponen tapones de concreto, que calzan exactamente con la abertura de los orificios i que se manio- bran a mano, segun se desee.

Se comprende que este sistema de rebalse, no podria conseguirse de una manera eficiente, en una quebrada de poca pendiente. En el caso de que se trata, el rio Coya tiene una pendiente media entre 6% i 8%.

En el anexo N.º 13 se puede ver una seccion longitudinal, de un trozo del acueducto, con indicacion de las secciones de los orificios i la forma de los ta- pones.

ANEXO Núm. 13



El tranque derrumbado carecia de otro sistema de rebalse, que pudiera servir para un caso de emergencia, tal como sucederia con una fuerte lluvia, una obstruccion en el acueducto u otra circunstancia que hiciera subir anormalmente el nivel de agua del embalse.

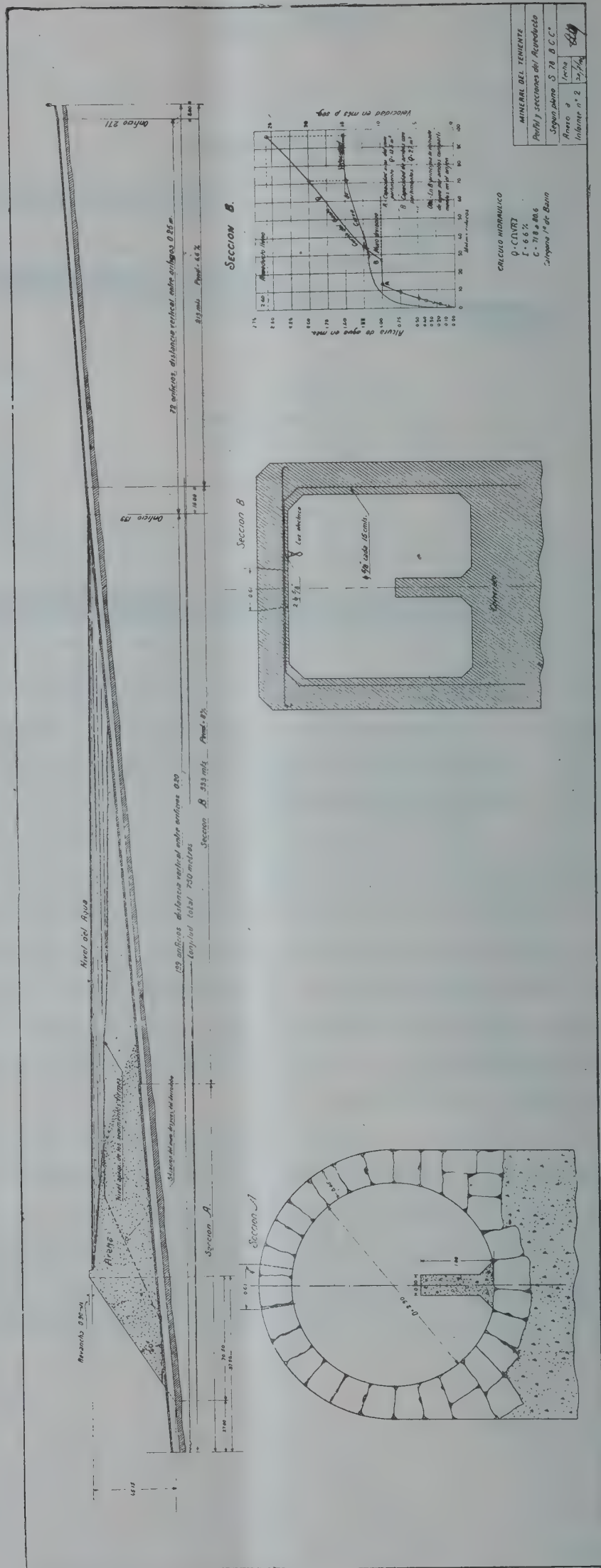
e).—El acueducto

El rio Coya como se ha dicho, viene encajonado en una quebrada de gran pendiente. El afluente principal es el rio Teniente, que en Junio del presente año traia un caudal de 212 a 218 l. p. s., el rio Coya ántes de la junta con el Teniente, tenia un caudal de 353 l. p. s. lo cual da un gasto total de 565 l. p. s. que se escurrian por el acueducto.

La longitud del acueducto existente alcanza a 750 mts. La seccion transversal es de dos tipos, la primera de seccion circular, construida con albañilería de bolones, tiene un diámetro de 2.90 mts.

Su longitud es de 204 mts. La segunda seccion del tipo cuadrado de 2.60 mts. por 2.60 mts. tiene un largo de 546 mts. i ha sido toda ejecutada de concreto armado, segun los detalles del plano del anexo N.º 14.

ANEXO Núm. 14.



Perfil i secciones del acueducto del rio Coya i del Tranque

La capacidad máxima de escurrimiento del primer trozo del acueducto, que tiene la pendiente menor, es de 97 m³. p. s., con la velocidad de 15 mts. por segundo.

Es de gran interes relacionar la capacidad del acueducto con la cantidad de agua caida en la hoya hidrográfica del rio Coya i Teniente. De las cartas de la Comision Chilena de Límites se deduce que la hoya del curso superior del Coya, con sus afluentes de ámbas riberas, asciende a 1,285 hectáreas, i la hoya del rio Teniente a 2,485 hectáreas; o sea un total de 3,600 hectáreas en números redondos.

Los datos que tiene la Compañía de la lluvia mas extraordinaria que se ha observado desde 1908 al presente, ha sido de 200 m /m de agua caida en las 24 horas.

Esta cifra corresponde a la intensidad uniforme de 23,2 l p. s. i por hectárea. Si para mayor seguridad se adopta que en un momento dado, esta intensidad se haya duplicado, para ponerse en una hipótesis desfavorable de cálculo, se llega prácticamente, a una intensidad de lluvia de 50 l. p. s. i por hectárea; esta cifra concuerda con las observaciones de agua caida en Santiago i que se ha adoptado para el cálculo del Alcantarillado. Siendo la hoya tan estensa, el retardo que sufrirá el agua al escurrirse hasta el punto de concentracion de la boca del acueducto, puede calcularse por medio de la fórmula:

$$i = \frac{50}{\sqrt{A}} \quad \text{Siendo } A, \text{ la superficie en hectáreas.}$$

Resulta así una intensidad teórica, uniforme, de 9,8 l. p. s. i por hect.

Como la hoya tiene 3,600 hect., llegarán al punto de concentracion: $3,600 \times 9.8 = 35. \text{m}^3$. p. s.

Se puede hacer abstraccion de las pérdidas por filtracion i evaporacion, teniendo presente que se trata de una rejion de cordillera con laderas escarpadas i que las mas de las veces se encuentra cubierta de nieve, lo que aun podría hacer aumentar el caudal de agua escurrida por el efecto del agua de lluvia sobre la nieve.

Como la capacidad máxima del acueducto es de 97 m³. i 35 m³ lo que resulta de una situacion desfavorable en cuanto a agua caida, se ve que la seccion del acueducto ha sido ampliamente calculada.

No ofrece la misma seguridad el punto relativo a la conservacion del acueducto que está directamente ligado con la velocidad de escurrimiento. En el anexo N.º 14, se ha calculado que la velocidad correspondiente a una crecida máxima del rio con 35 mts. cúbicos de escurrimiento, alcanza a 12.30 mts. p. s., que son ya valores exajerados.

En tiempo normal, la velocidad de escurrimiento está comprendida entre 5 i 8 mts. por segundo.

Se explica así los graves tropiezos que se ha tenido con la conservación del radier del acueducto, el cual, a causa de su desgaste, produjo el día 11 de Enero de 1915 el segundo derrumbe del segundo tranque construido, habiéndose producido el primer derrumbe de este mismo tranque, unos tres meses antes por otras causas, que se indicarán mas adelante.

Los cálculos de velocidad se han hecho para el trozo de menor pendiente, se comprende que en los trozos siguientes, con 8%, las velocidades son aun mayores.

B.—LAS CAUSAS QUE PRODUJERON EL DERRUMBE DEL TERCER TRANQUE CONSTRUIDO EN EL RIO COYA

a).—Derrumbe del tercer tranque, día 15 de Junio a las 7 P. M

Hasta la fecha, la Compañía llevaba contruidos en la quebrada del Coya, tres tranques de arena para la formacion de embalses, para los relaves. El tercer tranque habia alcanzado ya una altura de 41 mts. sobre el pié del talud exterior, cuando se produjo el derrumbe de una estension mas o ménos de la mitad del largo i en una altura de 10 a 12 mts. desde el coronamiento.

Se formó así una seccion de escurrimiento de 1,000 a 1,200 m². mas o ménos.

La destruccion del tranque se produjo por rebalse de las aguas en el coronamiento, en la seccion norte del muro.

Este rebalse no se produjo propiamente por haber pasado el agua encima del nivel longitudinal de la cresta, sino mas bien, por haberse aplanado la cresta, por efecto de la falta de consistencia de las arenas i los sedimentos que formaban la cresta en esa parte.

Esto sucedió en la seccion norte del tranque, es decir, al extremo opuesto de la entrada de los relaves; porque precisamente se habian acumulado allí, formando el muro, cantidades bastante grandes de sedimentos mezclados con las arenas, formándose entónces un material inapropiado para la resistencia que debia soportar.

La presencia del sedimento fino, junto con las arenas, en la cresta, se debió a la escasa pendiente que tenia la canoa distribuidora cuando el coronamiento alcanzó la altura actual.

La pendiente de la canoa distribuidora influye de una manera capital en la clasificacion de los materiales, se ha experimentado que no conviene bajar del 3.5 %, i que con pendientes inferiores, las arenas se arrastran dificilmente, dejando, naturalmente, el paso al material mas fino i a los sedimentos que van en suspension. La seccion sur del tranque, por ejemplo, se mantiene con una consistencia bastante grande (anexo N.º 16 fotografía 4), no fué arrasada i despues de la avalancha, se han observado taludes casi verticales en

frescos, que todavía no tenían una consistencia suficiente, i que estaban acumulados aguas arriba.

Se calcula que la avalancha vació en el primer momento dentro del cauce del rio Coya, aproximadamente, como 160,000 tons. de arenas, sedimentos i aguas acumuladas en el embalse.

El cuadro siguiente da los resultados aproximados de las cubicaciones efectuadas despues del derrumbe.

Clasificacion	Tons. que arrastró la avalancha durante 6 horas iniciales	Tons. de arrastre durante 2 semanas subsiguientes	Total arrastrado despues de 2 semanas	Capacidad total del embalse derrumbado	Tons. que quedaron en el embalse
Arenas	40,000	80,000	120,000	1.120,000	1.000,000
Sedimentos	40,000	20,000	60,000	380,000	320,000
Agua	80,000	10,000	90,000	90,000	
	160,000	110,000	270,000	1.590,000	1.320,000

Las fotografías del anexo N.º 16, darán una idea mas clara del derrumbe producido.

En resumen, se desprende de lo anterior, que las causas del accidente del tercer tranque se han producido:

ANEXO Núm. 16



Vista del derrumbe, tomada desde aguas arriba del tranque. 16 de Junio



Vista del derrumbe tomada desde un punto aguas abajo. Puede verse al fondo el acueducto destruido del tipo circular (Ver anexo 14)



Vista del derrumbe desde el lado Norte



Vista de la seccion Sur del tranque, que quedó intacta despues del derrumbe. Puede observarse los taludes casi verticales de la arena.



Vista del tranque despues del derrumbe, en primer plano puede verse los restos de los tranques número 1 i 2

1.º) Por la mala distribución del material para formar el tranque.

2.º) Como consecuencia, el rebalse del agua, que originó la destrucción del muro.

b.)—*Derrumbes anteriores producidos en el primero i segundo tranque.*

1.º) *El primer tranque.*—El primer tranque en el Coya se principió en el mes de Junio de 1913, alcanzó a 10 mts. de altura i se derrumbó unos 2 meses después de iniciado, mas o ménos a mediados de Agosto del mismo año, debido a un gran temporal de lluvia. El río arrastró gran cantidad de desperdicios, maderas, barriles, pequeños arbustos, etc., que taparon la boca del acueducto. El río entró al embalse i rebalsó por la cresta, destruyendo totalmente el embalse.

ANEXO Núm. 18



Vista del primer tranque construido en el Coya.—A la izquierda en el fondo de la quebrada, puede verse el acueducto de la quebrada de Agua Dulce que desagua en el acueducto del Coya.

Precauciones que se tomaron.—Se limpió el cauce del río de todos los desperdicios que podrían ser arrastrados.

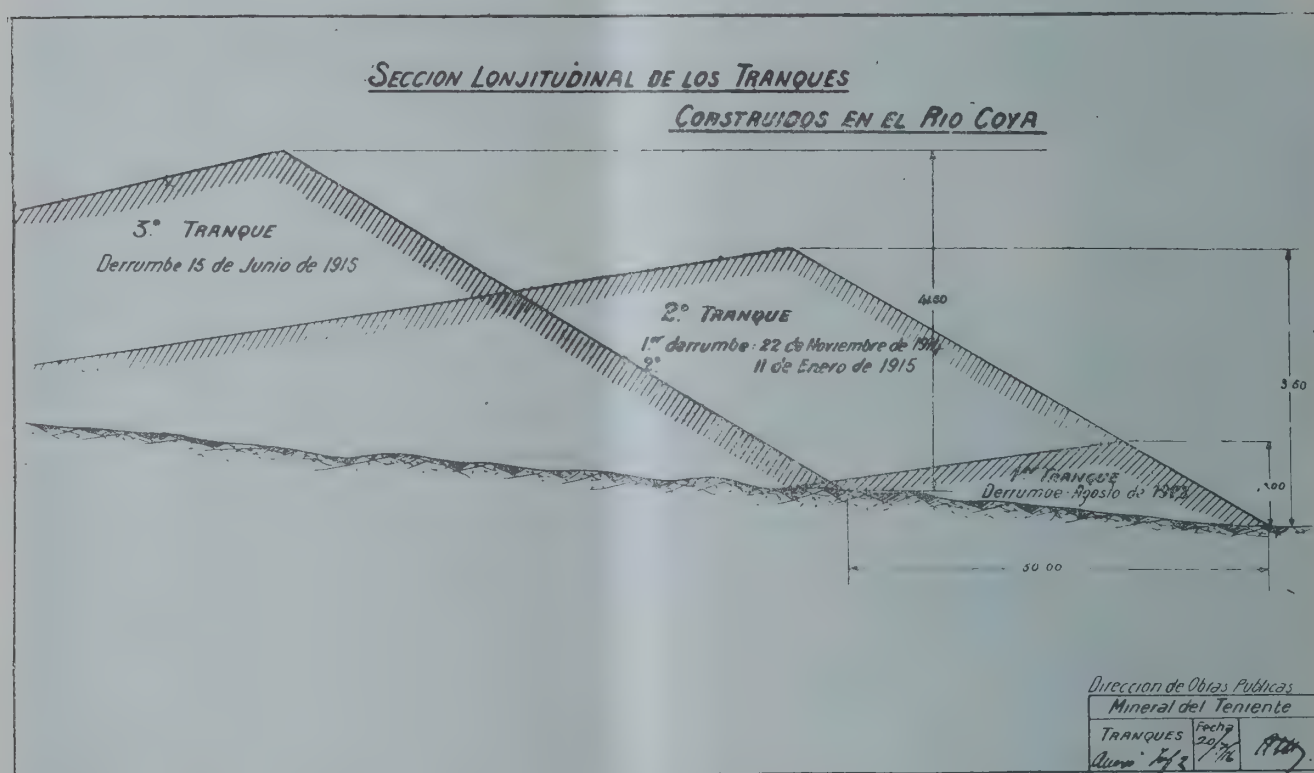
2.º) *El segundo tranque.*—El segundo tranque se levantó sobre los restos del primer tranque i alcanzó una altura total de 33.50 mts. Este tranque tuvo dos derrumbes.

El primero se produjo el día 22 de Noviembre de 1914, i fué debido a que la cresta, en el lado norte, es decir al lado del ferrocarril, estaba formada por sedimentos en estado semi líquido. Falló por rebalse como el anterior i como el tranque N.º 3, como se ha visto.

Precauciones tomadas.—(Primer derrumbe).—Se corrió la cresta un poco aguas arriba i se siguió la esplotacion del mismo tranque.

El segundo derrumbe se produjo el día 11 de Enero de 1915 por desgaste del radier del acueducto. El rio arrastraba gran cantidad de piedras, que dañaron el piso, produciéndose un orificio suficientemente grande para que entraran al acueducto grandes cantidades de relaves decantados provenientes del fondo del embalse. Como consecuencia, se produjo un desmoronamiento de bastante consideracion, que fué suficiente para debilitar el muro de arena i que el agua produjera el mismo efecto de arrastre del tranque anterior.

ANEXO Núm. 17



Otros tranques derrumbados anteriormente

Precauciones tomadas.—(Segundo derrumbe).—Se construyó una reja para impedir que el rio arrastrase piedras al interior del acueducto, pues se presumió que esta podia ser la causa del desgaste del radier. Se adoptaron medidas especiales para disminuir el efecto de erosion del agua adaptando dispositivos adecuados para el revestimiento. Para facilitar este trabajo, se ideó un muro divisorio de 1.05 mts. de altura, que se construyó de concreto armado. Así se puede desviar el rio a un lado u otro del muro segun se deseara para hacer la revision i conservacion de esta obra.

C.—CONCLUSIONES

Por lo espuesto mas arriba, se comprende, que el sistema de tratamiento que se da a los relaves del Mineral, está mui léjos de ser un procedimiento que evite los daños que puedan producirse en el futuro, por nuevos derrumbes de los tranques de arena.

La época del año en que se produjo el último accidente, puede decirse, que ha sido favorable para los agricultores, porque la temporada de riegos estaba cerrada. La situacion que se habria producido habria sido mui molesta, si esto mismo hubiera sucedido en los meses de Noviembre, Diciembre, etc.

En otros paises, especialmente en los EE. UU. se esplotan actualmente los relaves de los establecimientos mineros, por procedimientos mas modernos, cuando el caso así lo exige, i se trata de poner a salvo descontaminaciones i perjuicios a los cursos de aguas naturales que tienen aprovechamientos agrícolas, o bien están destinados al abastecimiento de aguas para la bebida u otros usos. Tambien en Méjico se ha producido un convenio entre las empresas mineras para evitar la contaminacion de los rios, especialmente cuando los relaves provienen de plantas de Cianuracion

Los cuatro casos de derrumbe en diversos tranques que he analizado detalladamente, desde que se principió la construccion del primer tranque, en Junio de 1913 hasta Junio de 1916, prueban la poca seguridad que ofrece la construccion de tranques de arena i la poca esperiencia que se obtiene con los derrumbes producidos.

El acueducto que canaliza el rio Coya por debajo de los tranques, requiere una atencion permanente i costosa como se ha visto, i es de vital importancia el mantener su funcionamiento en mui buenas condiciones, para evitar la destruccion de los tranques.

Cuando en un futuro lejano, que naturalmente no puede precisarse, la Compañía paralice sus trabajos por cualquiera causa, la mantencion del acueducto, que canaliza el rio, quedaria, como se comprende, totalmente abandonada; teniendo el Fisco que entrar a intervenir, para costear su conservacion, a fin de evitar que los tranques se destruyan i causen perjuicios en los campos de cultivo. Se comprende por otra parte, que estos perjuicios tendrán que ser mayores a medida que se aumente la acumulacion de los relaves en el cauce del rio, i que un accidente en el acueducto, tendria entónces mayores proporciones.

Soi de opinion que debe desde luego, buscarse otro sistema para la depuracion o el tratamiento de los relaves.

Este podria tener por base: la separacion de las arenas que arrastran los relaves, conducir las a un sitio en que no puedan ser arrastradas por las aguas del rio, es decir a una quebrada u hoyo seco; tratar las aguas cargadas con los sedimentos en estado coloidal, por medio de procedimientos especiales, como

son los asentadores Dorr (Dorr Thickeners), i estudiar si es o no necesario neutralizar el agua clarificada, una vez que se conozca su composicion química, para que no se contamine el agua de los rios, donde necesariamente tendria que conducirse.

La idea de disponer de dos tranques de arena para la decantacion simultánea o alternativa de los sedimentos, es sin duda una medida de prevision, porque creo que se disminuirian los efectos de un accidente, si éste se produce en el tranque inferior, pero no así, si éste se produce en el de aguas arriba. De todos modos, esta manera de proceder, no resuelve el problema de una manera definitiva o permanente.

No dudo que la exigencia de un sistema nuevo de explotacion de los relaves, producirá en un principio, los tropiezos consiguientes, i sobre todo, demorará este algun tiempo, ántes de que pueda ponerse en práctica.

Los trabajos que emprende actualmente la Compañía, para el tranque N.º 4, de capacidad de 2 millones, deberán naturalmente proseguirse de acuerdo con la vijilancia de la Direccion de Obras Públicas, i podria miéntras tanto, durante el año i medio de explotacion a que dará abasto su capacidad, darse término a las instalaciones para el nuevo tratamiento propuesto.

El autor agradece la amabilidad de los ingenieros de la Braden Copper Co. señores Ross E. Douglas, L. E. Grant i R. K. Stockwell, que se han servido proporcionarle muchos de los antecedentes, planos i fotografías que se acompañan en este artículo i que le han facilitado enormemente su trabajo, i deja constancia de la liberalidad i buenos deseos con que la Compañía piensa poner remedio a este asunto.

Alfredo Campaña A.

Santiago, Julio 20 de 1916.



La evolucion de la industria siderúrgica alemana

Desarrollo de dos grandes firmas en una centuria F. Krupp.—Gutehoffnungshuette.

Nos proponemos tratar en estos artículos de la creacion i desarrollo de dos grandes empresas siderúrgicas alemanas que son un ejemplo digno de conocerse entre nosotros para apreciar en lo que vale la iniciativa i la laboriosidad, la perseverancia, el espíritu de organizacion de la raza jermánica.

No pretendemos escribir dos monografías acabadas de estas grandes Sociedades porque esto demandaria mucho mas estension de la que disponemos en el BOLETIN. Nuestro objetivo se concreta mas bien a dar una idea de conjunto de la evolucion que se ha operado en la gran industria moderna, de las múltiples dificultades con que ha tropezado en su camino i que ha debido vencer unas tras otras, mediante el concurso de los grandes capitales primero, del apoyo de los Poderes Públicos en seguida, i por último de la habilidad técnica i administrativa de su personal.

La feliz oportunidad de haber llegado a nuestras manos dos hermosos trabajos preparados para celebrar los centenarios de dos de los principales establecimientos siderúrgicos del Rin, la casa fundada por Federico Krupp, i la Gutehoffnungshuette, nos han permitido disponer de los materiales para hacer este pequeño trabajo. Su texto principal es pues un resumen del contenido de estos dos gruesos tomos que forman las obras a que nos referimos.

La descripcion de los talleres de Krupp i su desarrollo sucesivo está presentada con un carácter biográfico mas marcado, dividiéndose la obra en períodos que comprenden las vidas del fundador Federico (1780-1826) de Alfredo (1812-1884) de Federico-Alfredo (1854-1902) i la época contemporánea.

En el trabajo sobre la Cía. Gutehoffnungshuette, la primera parte está dedicada principalmente a hacer la historia de la Sociedad fundada por tres socios en 1810, cuyos descendientes conservan íntegramente todos sus derechos hasta el presente, i la segunda es una descripcion de las fábricas, talleres, minas de este gran empresa con la mayor minuciosidad i precision. Nos hemos limitado a estractar solamente la primera parte que es lo mas interesante para nosotros.

Aquí en Chile donde tenemos grandes recursos mineros, que son los que han servido de base para el desarrollo industrial de países como Alemania, Inglaterra, Bélgica, Estados Unidos, etc., pero donde todavía no tenemos sino una industria incipiente, es bueno que se conozca cuál ha sido el desarrollo progresivo de algunas grandes empresas que han llamado justamente la atencion del mundo entero. Estamos demasiado alejados de esos centros para que nuestra juventud pueda ir a visitarlos con facilidad o a practicar en

ellos, pero si queremos vivir para imitar, siquiera en escala reducida, las grandes concepciones industriales modernas, es preciso que empecemos por conocerlas descriptivamente. Así habrá mayor interes por acercarnos modestamente a este ideal sin precipitacion, ni falsas ilusiones.

Por otra parte, como se dice en el prefacio de la obra sobre los talleres Krupp: todo el desarrollo económico político i cultural del pueblo aleman en el siglo XIX se refleja en la historia de la fábrica de Krupp; así pues existe un doble interes para nosotros al penetrar íntimamente en el desarrollo de estos acontecimientos que han originado tantos cambios en el mundo.

ESTABLECIMIENTOS KRUPP

Primer Período—Federico Krupp (1811-1826)

La fundacion de la fábrica de Federico Krupp data de 1811/12. Su fundador tenia por objeto fabricar en Alemania los aceros finos de crisol que servian para hacer herramientas i se importaban en ese tiempo de Inglaterra.

Por este objeto Federico Krupp adquirió el terreno i la fuerza motriz del molino Walk o Halbach, en el estero del Berne, que, aunque sujeto a variaciones periódicas en el régimen de sus aguas i por consiguiente en la fuerza disponible (en los inviernos el agua era tan poca que se congelaba, i en el estiaje tambien faltaba), tenia la ventaja de no estar sino a una hora del lugar de su residencia, en Essen. Su familia habia tenido fundicion anteriormente i pocos años antes la viuda Krupp habia vendido el plantel de la Gutehoffnungshuette en Sterkrade.

Essen se encontraba situado en la rejion del carbon, en el corazon de la Westfalia. La leña se habia abandonado en Inglaterra por su escasez i alto precio para hacer la fundicion de los minerales de hierro, ademas la capacidad de los hornos era mui pequeña. Sólo se conservó todavia para transformar el lingote en hierro forjado hasta 1785, cuando se descubrió el horno de pudelar. En este horno el lingote no estaba en contacto con el carbon sino con su llama i las impurezas del combustible, como el azufre, etc., no perjudicaba su calidad.

Para la fabricacion del acero se usó desde 1700 el hierro forjado que se carburaba sin fundir, por el procedimiento llamado de cementacion, pero este acero no era todavia de calidad superior i habia que refinarlo en repetidas operaciones. El mejor acero conocido hasta entónces era el que se fabricaba en la India cerca de Bangalore en Mysore, acero obtenido fundiendo el hierro en un crisol i carburándolo.

Un fabricante de relojes, ingles, Hunstman, en Sheffield, tuvo la idea en 1740 de hacer una prueba a este respecto, contrariando la opinion jeneral de

los fundidores que sostenian que el acero no podia fundirse. Despues de unas pruebas infructuosas obtuvo el éxito deseado, i desde entonces se fué aumentando la produccion i la aplicacion de este acero fino en Inglaterra.

Federico Krupp que conoia este procedimiento, debió introducirlo en su país aprovechando la circunstancia de los buenos precios que por él se podia obtener en esa fecha. La Europa estaba entónces sometida al bloqueo continental de Napoleon, que se resumia en esta frase «independicemos la Europa de Inglaterra». Aunque su flota no podia impedir del todo la importacion del artículos fabricados ingleses a Alemania, cuando se lograba, sus precios eran mui elevados. Tanto en Francia, como en Béljica i Suiza se hicieron esfuerzos para obtener un acero análogo al acero de crisol inglés, pero no todos fuéron coronados por el éxito.

Los esfuerzos de Federico Krupp, desde 1812, año en que construyó su taller de forja en el molino, seguida, poco despues, de su fundicion en Essen, hasta 1826, en que murió, no tenian tampoco desgraciadamente el éxito industrial i financiero que merecian. Habiéndose iniciado con un capital de 50,000 Talers, que representaba poco menos de 150,000 marcos, todo su capital fué consumido en ese período de catorce años, muriendo agobiado por las fatigas i las deudas.

En dos ocasiones se asoció con otras personas que habian solicitado patentes de invencion para la fabricacion del acero, pero en ámbas tuvo sólo sinsabores i pérdidas materiales.

La operacion de la fundicion se realizaba en hornos de fusion, algo parecidos a los hornos para fabricar vidrio i en donde se colocaban los crisoles de grafito en número de doce, rodeados de coke sobresaliendo unos 20 a 25 centímetros por encima del combustible. La capacidad de los crisoles era de 25 libras; mas tarde la subió a 45.

Una de las partes principales del procedimiento consistia en la buena ejecucion de estos crisoles, que consistia en una mezcla de arcilla i grafito, que Krupp habia llegado a realizar en condiciones escepcionales de eficacia. El hierro lo proporcionaban las fundiciones de los alrededores. El carbon venia de las mismas minas de Salzer-Neuack i se transformaba en coke en el molino en un principio.

Cinco años necesitó F. Krupp para perfeccionar su producto i darlo a conocer i solo en 1816 puede decirse que empezó a fabricar muchos productos como limas, barrenas, alambres, planchas de grabado, sellos para estampar monedas sobre todo, pues casi el 50% de la produccion de la fábrica consistia en esta especialidad. De 1817 a 1818 la produccion osciló de 2,000 a 2,900 talers (1 talers=3 marcos) vendiéndose la libra a $6\frac{1}{2}$ gutegroschen (cada talers=24 g. g.).

Este precio llegó poco despues a 10 g. g. por libra para volver a bajar por la competencia a 8 en 1819 i despues a $6\frac{1}{2}$ nuevamente en 1821.

Con la derrota de Napoleon en 1814 la competencia con los productos

extranjeros era ardua i como los medios de comunicacion eran todavía tan imperfectos no habia la posibilidad de ir en busca de mercados fuera de la Westfalia, Bajo Rin, Béljica escepto para los aceros destinados a los cuños de las casas de Moneda. Las de Berlin, Dresden, Darmstadt, Kassel, Hannover le compraron materiales en repetidas ocasiones.

Así pues es perfectamente esplicable que la fábrica no pudiera prosperar a pesar de los esfuerzos del infatigable propietario i a su muerte sólo tenia deudas i alguna fama.

SEGUNDO PERÍODO.—ALFREDO KRUPP (1826-1887).

I.—DESDE 1826 a 1848

El hijo mayor de Federico Krupp, Alfredo, sólo tenia 14 años cuando falleció su padre, pero habia ya tenido un año de práctica en la fundicion ántes de su desaparecimiento. Federico no cesó de recomendar a su familia de viva voz i en su testamento que no abandonaran la empresa que tantos sacrificios le costaba i siguieran luchando: tal confianza tenia en la bondad del producto que habia logrado fabricar.

Este hijo que se reveló con el tiempo no sólo un digno heredero de su padre sino que lo sobrepasó por sus dotes de industrial animoso i perseverante, de comerciante de larga vista i enerjía emprendedora, empezó a luchar ayudado por los consejos de su madre i de algunos parientes cercanos.

Despues de haber querido aumentar la produccion del acero sin elaborar, para lo cual solicitó un préstamo que no le fué concedido, se determinó a trabajar él mismo, en su pequeño taller que no contaba con mas de 11 operarios, la materia prima, cuya calidad cuidaba sobre todo. El hierro dulce o acero de cementacion con que fabricaba sus aceros provenia del taller de Osemund i era fabricado con los minerales mas puros de Siegerland.

Así, en los primeros años se dedicó a la ejecucion de planchas para estampar monedas como las que su padre habia fabricado, pequeños laminadores, primero en cilindros separados i despues en maquinaria completa, para el uso de los plateros i joyeros i otros aparatos para transformar los alambres de oro i plata en cintas o barritas delgadas por estos mismos artifices, resortes para relojes, etc.

Al observar que en un principio la fábrica que ha producido las piezas mas grandes i resistentes del mundo, habia empezado elaborando los materiales mas finos i delicados, no puede dejarse de pensar en el contraste de las cosas.

La actividad del joven Krupp, que era el alma de la fábrica, no fué recompensada rápidamente. A pesar de grandes mejoras realizadas en la fabricacion en donde habia llegado a obtener grandes rendimientos por hornada, pasando de 150 a 400 libras, a pesar de viajes en toda la zona para abrirse

mercado tuvo que esperar el año 1834 para ver aumentar el producto bruto de la fábrica. Coincidió este aumento con los pedidos efectuados por los diversos estados de Alemania que habian formado el Zollverein, o Union aduanera en 1833, facilitando el intercambio de sus productos. En 1836 la produccion llegó a 23,000 talers. Pero para ésto hubo que hacer grandes innovaciones en la fábrica. La rueda hidráulica no daba la fuerza necesaria para estos aumentos i Alfredo K., se decidió a trasladar a Essen los martillos de forja i adquirió una máquina de vapor de 20 caballos de tipo «balanciér» que fué fabricada i entregada por la Gutehoffnungshuette de Sterkrade, por el precio de 5,000 talers, en 1835.

Esta nueva instalacion no pudo hacerse sino gracias a la intervencion de un pariente que avanzó el dinero necesario, su primo Federico Muller—quien entró a tener una participacion en la fábrica avanzando en dos ocasiones un total de 16,000 Talers.

La fábrica llegó a tener 80 trabajadores en 1836 i como las noticias que habia traído su hermano enviado a Suiza i a otros mercados resultaran favorables para el ensanche de los negocios, se resolvió Alfredo Krupp a hacer él mismo un viaje a Paris e Inglaterra. Este viaje duró 15 meses al cabo del cual regresó con muchas ideas nuevas, mayor experiencia i un contrato para obtener hierro de Suecia que era el que se empleaba en Inglaterra para las herramientas i otros artículos especiales. El mercado de los joyeros i plateros de Paris, de la Casa de Moneda de la misma ciudad, le permitió pensar en un desarrollo mucho mayor de sus negocios. Las ventas que habian llegado a ser de $\frac{1}{3}$ para el extranjero, podian incrementarse aun mucho.

Muchos años de quebrantos i de sacrificios debian aun pasar ántes de salir a flote. La industria alemana que empezó recien a desarrollarse con la construccion de los ferrocarriles en 1840, no habia tomado aún un incremento importante. Las importaciones inglesas, debido al precio barato de su fabricacion llegaba para el hierro lingote a 55% del consumo total de Alemania.

Habia que aplicar a algun nuevo objeto este material incomparable por su dureza, que fabricaba Krupp, pues las ventas de laminadores i estampadores no bastaban. Por una casualidad fué su atencion dirigida hacia el invento de un laminador especial para fabricar cucharas de plata. Fué poco a poco perfeccionándolo hasta constituir una serie de aparatos que dieron en la práctica el mas espléndido resultado.

Como consecuencia de esto se fundó en Austria la fábrica de Berndorf hoy universalmente reputada en la fabricacion de plaqués. Su hermano Herman fué a representarlo en la nueva sociedad con A. Schöller i quedóse mas tarde como socio de ella, cuando se liquidó la participacion de la fábrica de Krupp en 1848.

Sin embargo esta invencion que fué patentada en toda Europa i que le valió numerosos pedidos, no tuvo el éxito que esperaba en la fábrica de Berndorf, pues este negocio no produjo utilidades sino mucho mas tarde.

Las dificultades financieras de la fábrica de Essen reclamaron la intervención de nuevos habilitadores. En 1843 le prestó F. H. Söling amigo de niñez de Alfredo Krupp, 50,000 Talers contra el 25% de las utilidades del negocio, debiéndosele además abonar $4\frac{1}{2}\%$ de intereses anuales. Con esta suma se pagó la deuda de Müller, quedando así Söling como acreedor principal hasta 1859 en que murió. Se invirtieron 20,000 Talers en nuevas construcciones i ensanches de la fábrica de Essen.

La fábrica contaba entónces con 131 operarios, tenia una máquina de vapor 4 martillos, 15 fraguas o forjas, 26 tornos i diversas máquinas-herramientas.

Alfredo Krupp ayudado por su hermano menor Federico, i por su nuevo socio emprendió varios viajes por Europa para abrirse nuevos mercados, lo mismo visitó las principales ciudades de Alemania con el objeto de dar a conocer sus aceros que habian sido espuestos en la Esposicion de Berlin de 1844.

Los ferrocarriles alemanes de 1840 a 1850 aumentaron de 470 a 5820 Km. i varias fábricas importantes de locomotoras se instalaron por esa fecha, como por ejemplo: Borsig de Berlin (1841) Henschel de Kassel (1848), Hartmann de Chemnitz etc. Se crearon fábricas de wagones en Berlin, Nuremberg, Francfort, Aquisgran, Kassel.

Krupp hizo varios ensayos para fabricar ejes de locomotoras i carros con el acero de crisol, resortes para el mismo equipo rodante, los que dieron mui buenos resultados pero que no fueron en un principio bien recibidos por su precio. Hai que tomar en cuenta que sólo en 1865 el nuevo arancel aduanero vino a proteger decididamente la industria alemana.

Del mismo modo hizo pruebas para fabricar cañones de fusil que podian doblarse en frio, el cañon de tres libras de peso, después célebre; herramientas para el trabajo de las minas etc. Ingenieros del Gobierno prusiano visitaron en repetidas ocasiones su fábrica en comision del servicio, i le espresaron que sus aceros resistian 10 veces mas que los materiales análogos en uso, pero no se le hacia ningun pedido oficial.

Los pedidos para la Casas de Moneda de Holanda i de Paris, que era uno de los ramos principales llegaron a valer 80,000 Talers en 1846, pero bajaron a la mitad el año siguiente. Nuevas dificultades complicadas con la crisis financiera de 1847/48 indujeron a la familia Krupp a ceder la fábrica en propiedad a Alfredo por 40,000 Talers, haciéndose éste cargo de su activo i pasivo. Llegó poco despues la revolucion del 48 i tuvo que reducir sus operarios a la mitad, porque no tenia dinero con qué pagarles. Los negocios estaban paralizados i al no haber sido por un nuevo pedido de Rusia para un juego completo de laminadores para la fabricacion de cucharas, que valía mas de 21,400 Rublos i para el cual le adelantaron 9,000, i la ayuda de los banqueros Schaaffhausen de Colonia, habria tenido que cerrar sus puertas.

2.º Desde 1848 a 1870

Este es el período de la mayor florescencia de la gran fábrica.

En efecto el número de sus operarios en los talleres sube de 130 a 12,000, la superficie de la fábrica pasa de media hectárea cubierta a 35 hect. en 1873. Poco a poco Alfredo Krupp se hace dueño de minas de carbon, de minas de hierro i tiene sus propios Altos Hornos en todo lo cual trabajan 4,000 personas.

Los cuatro martillos de los talleres pasan a ser 71; el número de máquinas de vapor de 1 llega a 286.

Su idea directriz, su preocupacion constante, es buscar nuevas aplicaciones al material obtenido en los crisoles; el desarrollo de los ferrocarriles, vapores, maquinaria de vapor, i las armas de fuego es lo que va a proporcionar el vasto campo que busca con teson incomparable.

Primero, procediendo de lo pequeño a lo mas grande, como ha sido el desarrollo constante de la fábrica, se dedica a la construccion de resortes para carros i locomotoras, llegando en pocos años a tener una gran salida de este material. Fué el ferrocarril de Colonia a Muiden el que en 1851 le hizo el primer pedido importante de 300,000 libras de resortes.

En seguida vinieron los ejes para equipo de ferrocarril cuyas primeras pruebas se hicieron en 1849 i que, gracias a sus espléndidas condiciones, se desarrollaron a pesar de su precio i en competencia con muchos otros procedimientos! Una comision de técnicos, nombrada en Berlin en 1850 en la fábrica de Borsig para comparar los ejes de varios fabricantes, le dieron la preferencia. El mismo ferrocarril citado, en 1850, le hizo un pedido de 325 i en 1857 de 2,500 ejes para carros.

El éxito que éstos tuvieron i los pedidos del extranjero le hicieron subir a 300 el número de operarios en 1853.

Igualmente se inició la fabricacion de las partes mas resistentes de las máquinas: pistones de cilindros, ejes motores para máquinas ordinarias i máquina de la marina, ejes para hélices etc.

Todo esto exigió, como se comprende, nuevas instalaciones hasta el punto de llegar a tener el taller 1,000 operarios en 1857.

En 1853 se elaboraron ejes de 2,900 libras de peso i pocos años despues envió Krupp a la esposicion de Paris un bloc de acero de crisol que pesaba 5,000 kgr. El Ministerio de la Marina francés le hizo un pedido entónces de 4 árboles para hélices, de 30 pies de largo, 1 pié de diámetro i 110 a 120 quintales de peso (100 libr.)

El nuevo martillo de 140.000 libras instalado hacia poco tuvo que ser reemplazado por el llamado, «Fritz» de 60,000 libras en 1861, con un costo de 600,000 Talers, para poder llegar a forjar piezas de 50,000 libras de peso. Fué este uno de los mayores martillos de su tiempo, el cual mas tarde todavía, se transformó en otro con peso de 100,000 libras.

Otra de las patentes que mas fama dió a la casa Krupp fué la relativa a las llantas para ruedas de ferrocarril de acero sin soldadura. Mui numerosos fueron los ensayos para realizar esta difícil pieza cuya importancia era cada dia mayor, a medida que los trenes iban aumentando de velocidad i el tráfico iba siendo mayor. Despues de idear el procedimiento tuvo que fabricar el aparato para laminarlas, todo lo cual estuvo listo desde 1853. Aunque su deseo era poder fabricar de 20 a 25,000 por año, tuvo varios inconvenientes por el precio del artículo, en un principio, i la competencia de otras fábricas que hacian un artículo mas barato pero mui inferior. Su patente por 8 años en Prusia estuvo por espirar sin haber obtenido los frutos de los sacrificios hechos, que sólo consiguió despues de obtener una prórroga por 7 años mas. Desde 1865 adelante, con los nuevos aranceles aduaneros, la produccion no bajó de 32,000 en término medio por diez años consecutivos.

Para responder a los pedidos de su clientela que tambien le pedia fabricar ruedas completas para equipo de ferrocarriles, empezó su fabricacion desde 1854, algun tiempo despues continuó este trabajo en union de la casa Wohler de Berlin i mas tarde desde 1864/65 estableció un taller especial, ademas de de las 4 maestranzas existentes en esa fecha, para tornear i montar ruédas.

En 1870 el número de pares de ruedas fabricado subió alrededor de 6,000.

Desde 1864 se adoptó también por la fábrica un nuevo procedimiento para ejecutarlos haciéndolos de acero moldeado. El material empleado era en un principio acero de crisol pero mas tarde se hicieron las ruedas para carros con acero Bessemer, haciéndose sólo las ruedas para locomotoras del mejor material.

El desarrollo de la red de ferrocarriles que pasó en Alemania de 5800 km. en 1850 a 13,800 en 1865, permitió un amplio desarrollo de estos talleres. En 1854 habia 300 locomotoras en toda Alemania i en 1864 en Prusia solamente, ya habia 1,500. Por esta fecha en Inglaterra existian 6,000. El tráfico en Francia habia subido de 22 millones de pasajeros en 1852 a 65 millones en 1862.

* * *

Debemos por último dedicar unas líneas al desarrollo de la fabricacion de armamentos, fusiles i cañones que es lo que mas reputacion ha dado a la fábrica en el extranjero.

Desde ántes de 1840 Alfredo Krupp, se preocupó con la fabricacion de fusiles sin soldadura en la forma que lo habia hecho para fabricar unos anillos que empleaba en el pequeño laminador para hacer láminas de oro usadas por los joyeros.

Las pruebas consistieron en forjar el fusil hecho de acero de crisol ya hueco, por haberse agujereado el trozo de acero que está destinado para ello. En seguida este material se forjaba en frio introduciendo un alma llena, se

rellenaba en seguida con otro trozo de acero, se calentaba con él i se forjaba de nuevo en caliente, se sacaba en este estado nuevamente el nuevo núcleo que rellenaba el cañon i se reemplazaba por el alma primitiva, con la cual se volvía a forjar en frio.

Este procedimiento dió esplendidos resultados i destronó el antiguo que empleaba láminas de hierro forjado soldadas.

Las primeras pruebas hechas por el Departamento de Guerra en Julio de 1849 para cañones fabricados con un alma de acero de crisol dieron buenos resultados pero esto no bastó para hacer aceptar este artículo. El precio se consideró demasiado elevado.

Krupp envió entónces a las exposiciones extranjeras algunos modelos de estos cañones, a Londres en 1851 por ejemplo envió un cañon de 3 libras i otros de 6 libras, con su cureña que llamó mucho la atencion.

Desde 1854 se hizo todo el cañon de acero forjado en vez de tener un alma solamente de este material. El teniente coronel Orges de Brunswick, hizo pruebas sistemáticas de él en 1855 con uno del tipo de 12 libras i sus conclusiones llamaron la atencion de todo el mundo militar. Estos cañones se probaron en los campos de Marte de Munich i de Vincennes con 2,000 i 3,000 disparos sin observarse el menor desgaste apreciable.

Los Gobiernos franceses i ruso le hicieron pedidos i aun lo instaron para establecer talleres de fabricacion en Francia, lo cual rehusó.

El primer pedido importante para los gobiernos vino del jedive de Egipto desde 1856-59 al cual se le entregó 49 cañones de 12 libras i 12 de 24, con carga delantera. En 1859 al Ministerio de Prusia le hizo su primer pedido importante de 300 blocs de acero taladrados i torneados para terminarlos en sus fábricas de Spandau o en la de Freund i Wohler de Berlin.

Con este pedido se dió en 1860 principio a un taller especial para fabricar cañones, provisto de todas las máquinas i herramientas necesarias para este objeto. Se calculaba desde 1862 que se necesitaba el trabajo de 15 tornos, 12 máquinas para fresear, 23 taladros para producir con 12 horas de trabajo un cañon al dia.

Con la fabricacion de cañones de mayor calibre en 1863 hubo que colocar un martillo mas grande i se empezó la construccion de una segunda Maestranza para cañones en 1865. Los pedidos subieron a 817 cañones en 1864 i 1562 en 1866.

Tres técnicos corrian a cargo de este Departamento, los Srs. O. Beyer, O., Richter i W. Gross. Con su auxilio eficaz esta fabricacion tomó gran vuelo i se adoptaron muchas modificaciones de importancia. Se cargó el cañon por la culata, se hicieron tipos especiales para la marina capaces de penetrar los blindajes de los acorazados, se fabricaron cañones con anillos de refuerzo, etc. En 1870 habia ya 4 talleres para la fabricacion de cañones. De manera que este ramo que empezó modestamente fué tomando una importancia cada dia mayor. Durante cuarenta años la fábrica de Krupp no habia fabricado caño-

nes i solo despues de la guerra de 1870 cuando se llamó a Krupp el «Rey de los Cañones», ha creído una parte del público que ésta era la exclusiva fabricacion de esta firma.

DESARROLLO DE LA PRODUCCION DE OTROS ACEROS. ACEROS BESSEMER I MARTIN

Para la produccion del acero de crisol se partió en un principio del acero de cementacion proporcionado por la fábrica de Osemund.

Pero mas tarde se buscó el modo de independizarse de este material costoso i se buscó desde 1850 adelante, con el aumento de la produccion, la manera de obtenerlo en mayor cantidad i mas barato. Esto se consiguió fabricando acero pudelado en los hornos de pudelar inventados por los ingleses desde mucho tiempo atras para producir el hierro forjado, que fué el primer material abundante para construcciones metálicas.

Desde 1852 quedó este proceso perfeccionado i obteniéndose los mismos resultados que con el acero cementado. Se partía solamente de un hierro pudelado especial con mui poco fósforo i azufre denominado «Rohstalheisen» el cual se refinaba en otra operacion de pudelaje hasta obtener el «Puddelstahl», que debia servir como materia prima para los crisoles. La fundicion Loher-Huette, en Siegerland, que pertenecia al Estado Prusiano, se dedicó especialmente a estos aceros pudelados i desde 1853 vendia todos sus productos a la Casa Krupp. Tambien adquiria ésta como materia prima el hierro en lingote producido con carbon de madera por la fundicion de Sayn del Estado. La instalacion de seis hornos de pudelar en 1856 exigió el aumento de personal i de técnicos competentes.

Ademas de su alter ego Ascherfeld, Alfredo Krupp tomó a su servicio para encargarlo de los hornos de pudelar a un pariente de su mujer Ricardo Eichhoff, i a un químico distinguido Carlos Uhlenhaut. En 1863 el número de hornos de pudelar llegó a 17.

Paralelamente el número de hornos de crisol aumentó. Los 14 hornos dobles que existian en 1845 fueron seguidos de 20 hornos con 4 crisoles cada uno en 1851. Desde este año se empezaron a hacer vaciaduras de 31 crisoles a la vez, operacion que no exijia sino cinco minutos para la fabricacion de grandes piezas como ejes para locomotoras i para máquinas de la marina. Mas tarde se aumentó este número a 40, 60 i a 84 crisoles.

En 1855 hizo figurar Krupp un bloc de 5,000 Kg., de peso de acero de crisol. En esa fecha los hornos habian llegado a 47 con 370 crisoles.

En 1862 envió a Lóndres otro bloc de 20 toneladas. Las fabricaciones de cañones i árboles para hélices de los trasatlánticos hizo pasar el número de hornos en 1872 a 136 con un total de 1,600 crisoles. Los bloques fundidos podian llegar a 52 t.; un bloc de este peso espuesto en la Esposicion de Viena de 1873, le mereció la medalla de honor.

Pero uno de los rasgos que demuestra mejor la gran habilidad de Alfredo Krupp consiste en la mirada certera con que supo estimar el valor del invento de Bessemer, distinguiéndose de muchos otros industriales que siempre tienden a rebajar los productos de los competidores. Sea que en un principio temiera la competencia directa del nuevo acero fundido del gran inventor ingles, sea que deseara ensanchar su fabricacion actual adoptando este nuevo material para ciertos usos, el hecho es que mandó a sus empleados superiores a Inglaterra en 1860 despues de haber ido él mismo, a estudiar este punto. Primero solicitó autorizado por Bessemer, el reconocimiento de su patente para usarla en Prusia, pero esto le fué denegado en 1856.

Despues de los estudios hechos por su personal se decidió a emplear el nuevo procedimiento en esa fábrica i desde 1861 fué el primer fundidor aleman que tenia el convertidor trasplantado a Alemania.

Al principio se instalaron dos modestos convertidores de 2 toneladas cada uno encargados a Sheffield, i estando solamente uno de ellos funcionando, ántes que llegara el otro, ya se habia hecho otro pedido por dos mas de 5 t. de capacidad cada uno.

Desde ese momento empezó un estudio prolijo para ver en qué medida podia reemplazar este nuevo material tan barato al acero de crisol caro, al cabo de algun tiempo se convenció de que no podia éste servir ni para las armas ni para las llantas de ruedas, Por este motivo no mantuvo el acuerdo hecho directamente con Bessemer para ser él el único fabricante que podia hacer uso de su patente en Prusia i siguieron otras casas produciendo aceros Bessemer.

Pero al mismo tiempo comprendiendo las grandes ventajas del procedimiento por la fabricacion de aceros en jeneral ensanchó el plantel con 4 convertidores mas de 5 t.

Llegado el año 1865 que fué cuando tomó mayor vuelo la industria alemana con el nuevo arancel aduanero de Prusia, Krupp se resolvió a ser su propio proveedor de materia prima de primera calidad. Se fijó desde luego en las minas de hierro i fundicion de Sayn, ya citados, propiedad del Estado prusiano i despues de numerosos trajines i en competencia con otros interesados, sus competidores, adquirió esta propiedad por medio millon de Talers en el mismo año; de este modo estaba seguro de tener aceros pudelados de primera clase para abastecer sus crisoles.

Mas tarde siguiendo el mismo método para independizarse del mercado inglés de hematites o de la Suecia, adquirió en participacion con una compañía española i dos inglesas la Orconera Iron Ore Company, en Vizcaya, como de los mas puros i ricos yacimientos de hierro del mundo,—en el año 1872.

En 1871 se propuso tener sus propios altos hornos ademas de los de Sayn i adquirió la fundicion de Neuwied llamada Hermannshütte i poco despues el año siguiente la Johanneshutte de Duisburgo, ámbas mui bien situadas para proveer su fábrica.

De este modo los minerales venían de España en sus propios buques, el mineral llegaba a Rotterdam i era descargado a otros vaporcitos que hacían la subida del Rhin hasta los Altos Hornos.

Los convertidores Bessemer producían los aceros «neurasis» para fabricar ejes, resortes, i ruedas. Mas tarde empezó la fabricación en grande de rieles que sustituyó el riel de acero al antiguo riel de hierro pudelado i laminado que se había fabricado en Alemania desde 1840. Fué la casa Krupp la que hizo los primeros ensayos en Alemania en 1862 en este sentido i la primera que vendió en su país este material en 1863 al estado Bávaro. El triple laminador o trio, era accionado por una máquina de vapor de 400 H. P., mui grande para esos tiempos.

En un principio los lingotes eran forjados i reducidos a 7 pulgadas de espesor ántes de entrar al laminador, pero mas tarde, por idea de Krupp, se suprimió esta operacion para abaratarla haciéndose pasar en caliente un lingote de mas pequeñas dimensiones que provenía directamente de los convertidores.

Desde el año 1862 se determinó a erijir un nuevo taller con laminadores para planchas de todos gruesos desde las láminas para calderas hasta 200 milímetros para blindajes. Estos últimos no le dieron los resultados apetecidos a causa de la calidad de los aceros empleados. La máquina de vapor que accionaba estos laminadores era de 1,000 H. P. los laminadores tenían 7 piés de largo. En 1864 el taller de calderería tenía 164 operarios i su producción se fué especializándose en el tipo de calderas para locomotoras.

En ese tiempo vemos llegar un nuevo descubrimiento poco ménos importante que el de Bessemer. Los hermanos William i Federico Siemens inventaron su horno de gas en el cual el calor desprendido por la combustion se rejenera en cámaras especiales. Los hermanos franceses Martin de Sireuil, lograron despues de muchos experimentos en 1864 aplicar este invento al horno de reverbero para fundir el acero encontrando los materiales adecuados para resistir la alta temperatura del hierro. Desde 1867 entró a la práctica este nuevo invento que iba poco ménos que a revolucionar la siderurjia.

El horno Siemens se aplicó tambien a los hornos de crisol i despues de muchos años, mas de ocho, de ensayos se dió con el tipo que convenia para esto.

Krupp con su espíritu eminentemente progresista aplicó los hornos Martin-Siemens inmediatamente a sus fabricaciones.

En 1869 ya tenía varios funcionando i en 1871 tenía doce hornos en marcha en dos grupos de 6 cada uno.

Los primeros tipos tenían capacidad solo para unas 4 toneladas. Hoi llegan de 25 a 45 t. Se mezclaba unos 200 kg., de lingote inglés, con tres veces otro tanto de despuntes Bessemer, cuando todo estaba fundido se agregaba 2 toneladas de virutas, desperdicios i despuntes de acero i al finalizar se agre-

gaba de 300 a 600 kg., de Spiegel para regular el contenido de carbono. En el primer año la producción llegó a 9,000 t. En 1874/75 pasó a 19,500.

Estos aceros si no han destronado al acero de crisol para los cañones han permitido, sin embargo, reemplazarlo ventajosamente en multitud de aplicaciones: llantas, ejes, manijas, resortes etc.

Pero su mayor aplicación es para las piezas de grandes dimensiones, para las planchas i láminas de acero homogénea.

Una última reforma que ha sido también aplicada con ventaja fué el procedimiento Siemens con carga de mineral rico i despuntes de acero.

El departamento de hierro colado o de moldeado también fué creciendo en proporción. Desde 1859 había dos hornos de Cúpula de 6,000 i 8,000 kg., por hora de capacidad que sirvieron para ejecutar las partes de fierro fundido de los grandes martillos.

Hasta el año 60 casi todo el material empleado en esta sección era comprado afuera. Después de la compra de las minas de Sayn, la propia casa produjo su materia prima en los hornos de esa fundición.

DESARROLLO I ORGANIZACION DE LA FÁBRICA

El período de 1848 a 1874 puede dividirse respecto al desarrollo de los trabajos e instalaciones en tres sub-divisiones: el primero va hasta 1856, el segundo abarca hasta 1866 i el tercero hasta 1874.

Durante el primero el número de trabajadores sube de 250 a 1,000, la superficie cubierta crece de 0,4 hect. a 3 hectáreas. En este tiempo conjuntamente con el Taller N.º I existen los hornos de pudelar, los hornos de fundición de hierro moldeado, los laminadores para llantas etc.

En el segundo la fábrica toma su vuelo extraordinario: los operarios suben de 2,000 a 8,000, se crean tres talleres mas denominados II, III i IV i dos talleres especiales para cañones.

El taller N.º I estaba destinado a trabajos varios. El N.º II era para torneear los árboles de grandes dimensiones i ejes, i montaje de las ruedas de equipo ferroviario, el III era para taladrar ejes etc., i el IV para el montaje de grandes maquinarias.

En el tercer período considerado la fábrica vió disminuir durante la guerra de 1870 a 6,000 hombres su personal, pero subió a 12,000 en 1874. El número de hectáreas edificadas en la fábrica subió de 13,35 en 1865 a 35 hectáreas en 1873.

La fuerza motriz sufrió variaciones correspondientes i a la primera máquina de vapor construida en 1835 se le agregó en 1850 una de 40 H.P., otra de 100 H. P. en 1852 i otra tercera de 200 en 1856.

En 1866 la fuerza total era ya de 7,250 H. P. Había 12 instalaciones de calderas con 140 unidades.

En 1874 habia 180 motores con 11,000 a 12,000 H. P. La instalacion de calderas era de 26 con 224 calderas.

La provision de agua potable se fué desarrollando tambien conforme a las necesidades.

De algunos pozos en un principio aprovechados en combinacion con el agua estraida de las minas de Salzer i Neuack, se pasó a labrar un pozo maestro de 46 m. de profundidad cerca de la fundicion i se agregó un estanque sobre una torre de 60 metros de altura. En 1875 se procedió a ensanchar estas instalaciones bombeando el agua del Ruhr i conduciéndola a estanques a 140 de altura sobre la colina Bredeneyer-Hohe. Esta cañería puede abastecer la mitad del consumo de la fábrica que era en 1910/11 de 19,000.000 de metros cúbicos al año.

Las instalaciones de gas merecen tambien la pena de citarse. La primera fábrica en su gasómetro de 520 m cub. databa de 1856. En 1860 la capacidad de produccion era de 100,000 m. cub., al año, en 1864 subió a 1.000,000, dos años despues llegó a 2.5000,000 i por último en 1874 pasó a 7.000,000. El gasómetro de 5,700 m. cub. de capacidad que existia ántes de 1874 fué reemplazado por otro enorme de 37,500 proyectado por el profesor Intze de Aquisgran.

Con la compra en 1901 de las hulleras de Salzer-Neuack el gas producido en la fábricas de coke o cokerías vino a agregarse al gas de alumbrado i el consumo en 1910/11 de la fábrica que llegó a la enorme cifra de 17.660,000 m. c. es en gran parte cubierto por estas fábricas. La distribucion del gas en Essen i alrededores se hace por una cañería principal de 140 km. de largo con 330 km. de ramales secundarios.

La fábrica de coke tiene 40 hornos con 360 retortas.

Con motivo de repetidos incendios ocurridos en la fábrica hubo que organizar un cuerpo propio de bomberos que subió de 12 hombres a 70 en 1873 i mas tarde 121 sin contar con los vijías o serenos que era ya 170 en 1873.

El desarrollo de las vias de comunicacion con rieles de la fábrica entre diversos departamentos i en las minas de carbon así como con las instalaciones de Duisburgo etc., se efectuó primero con via de trocha angosta para la union con las minas i despues con trocha ancha, salvo en el interior de la fábrica. La red que tenia 38 km. de largo en 1874 tiene hoi 86 en total. Las locomotoras pasan de 6 en 1860 i 18 en 1876. El tonelaje total movido al año ha llegado hasta 8 millones de toneladas en los últimos tiempos.

Con el objeto de adquirir las materias primas mas barato ademas del contrato con las minas de carbon de Salzer Neuack, Krupp arrendó otra hullera la Graf Beust, la que quedó comunicada por ferrocarril con la fábrica desde 1865. Desde 1863 la fábrica habia quedado unida tambien con el ferrocarril de Colonia Minden i en 1867 se transformó la trocha angosta del ferrocarril de Mulheim-Essen en doble trocha con ancho normal.

La mina de carbon ántes citada aumentó su produccion de 50,000 t. hasta 200,000 t. Pero cuando el consumo de la fábrica aumentó en 1868 de 300,000 t. a 530,000 t. en 1872 i el precio del carbon subió 135%. Krupp se decidió a comprar una mina de hulla. Adquirió entónces la mina Hanover cerca de Bochun, en 1872, por el precio de 1.350,000 talers.

Su produccion pasó de 140,000 t. en ese año a 533,000 t. en 1880.

Igual necesidad imperiosa ocurrió con los minerales, tanto desde el punto de la calidad que era preciso conservar a toda costa, como de la cantidad que iba agotándose en Alemania.

En el distrito del Lahn hizo en 1864 compras de mas de 50 pertenencias por valor de 542,000 marcos, vino en seguida la adquisicion de la Fundicion i minas Sayner-Huette, de que ya hemos hablado i de este modo subió la produccion de los minerales propios a 70,000 t. al año. Pero no fué esto suficiente, se hizo otra gran compra de pertenencias de hierro en el Lahn, en el Lieg i en Westerwald en 1872 a precios verdaderamente subidos.

Mas de 300 pertenencias fueron así obtenidas que pueden proporcionar por muchos años los hierros con manganeso para fabricar el Spiegel.

(Concluirá)



Situacion de los mercados de minerales, metales i combustibles

Junio 24 de 1916

COBRE.—El el *stock* europeo de cobre en 15 del corriente era de 17,382 toneladas, contra 18,885 toneladas en 31 de Mayo; es decir, que ha disminuido en 1,503 toneladas durante la primera quincena de este mes.

Ha carecido de animacion el mercado del *standard* i los precios de Lóndres han bajado bastante. Se cotiza el *standard* a £ 114 al contado i £ 112 a tres meses; *best selected* de £ 142 a £ 138, i electrolítico de £ 142 a £ 138.

ESTAÑO.—La situacion de los otros metales ha influido tambien sobre este mercado i los precios han perdido 8 £. Se cotiza en Lóndres el *standard* a £ 180 al contado i £ 178.10.0 tres meses.

PLOMO.—Nada de interes ha ocurrido en este mercado habiendo los precios fluctuado entre límites reducidos. Las ofertas de metal han sido fácilmente absorbidas.

El precio oficial es de £ 31.5.0 a £ 31.

En Cartajena, los fundidores siguen pagando las entregas de minerales del presente mes de *ciento dos a ciento cuatro reales* el quintal de plomo i *doce reales* la onza de plata con descuento de cinco tipos i cinco reales.

ZINC.—La cotizacion oficial, en Lóndres, es de £ 68 a £ 60.

PLATA.—Standard, 30 3/16 d.; plata fina, 32 9/16 d.

ANTIMONIO.—Nominal. El mineral se paga en Lóndres a 10 s. 3 d. por unidad. En Nueva York se cotiza a 12,50 dólares por unidad.

ALUMINIO.—Nominal.

MERCURIO.—£ 16.10.0 por frasco.

NIQUEL.—£ 225 por tonelada.

PLATINO.—190 s. por onza.

BISMUTO.—11 s. por libra.

CADMIO.—7 s 6 d. a 8 s. por libra.

SULFATO DE COBRE.—£ 50 a £ 52 en Londres, por tonelada, si bien no hai esportaciones. En Nueva York las cotizaciones son de 15 a 16 dólares por 100 libras.

LATON:

Alambre, 1 s. 7 1/8 d. por libra.

Tubos, 1 s. 7 d. ídem.

Planchas, 1 s. 7 5/8 d. ídem.

MINERALES:

Molibdenita (90 por 100 MoS_2 mínimo), 105 s. por unidad.

Wolfram (70 por 100 WO_3 puro), 55 s. por unidad.

Scheelita (70 por 100 WO_2), 55 s. por unidad.

Mineral de cromo.—Precio base de 50 por 100 Cr_2O_3 36 s. por tonelada; escala 2 s.

MINERALES DE HIERRO.—Segun *Informacion*, continúa en Bilbao la demanda para minerales altos en hierro, bajos en fósforo i de buena composicion mecánica; pero los mineros con el alza exajerada de sus precios, hacen que las transacciones sean mui pocas i que los compradores vayan a cubrir sus necesidades al Sur de España i a Arjelia, Grecia i Marruecos, donde ademas están favorecidos por los fletes que, en jeneral, son algo mas bajos que los de Bilbao. Se conoce la venta de 3,000 toneladas rubio a pesetas 17 la tonelada; la de 2,000 de esa misma clase a 12 /; la de 3,000 rubio fosforoso a pesetas 12,50 i la de un cargamento tambien fosforoso a pesetas 12.

De rubio superior se conoce la venta de un cargamento a pesetas 20 i algun minero cotiza ya para su mineral a 25 pesetas, pero no se cónoce transaccion a este precio.

De carbonato se sabe que se ha vendido un cargamento a pesetas 17.

Todas esas ventas son f. a. b. Bilbao o Castro-Urdiales *telquel*.

Los fletes corrientes con mineral desde Bilbao a los puertos que se espresa, son:

Middlesbró 18/6; Cardiff 16/-; Newport 16/6; Tynedock 18/6; Wit-chawen 19/6; Glasgow 16/6; Workington 19/-; Briton Ferry 18/; Heys-ham 19/-.

Los minerales embarcados desde Bilbao, Castro i Santander durante el mes de Mayo del quinquenio, son:

AÑOS	1912	1913	1914	1915	1916
Bilbao.....	260,157	213,577	164,942	236,116	189,508
Santander.....	77,137	69,600	59,444	32,675	39,009
Castro-Urdiales.....	34,042	71,002	21,224	32,555	45,100

En Inglaterra no se registran transacciones de lingote de Cleveland con los comerciantes en atencion a que éstos no han recibido todavía contestacion del Comité, respecto a los certificados de venta. Los comerciantes afirman que no comprarán hasta que los certificados desaparezcan.

La situacion del mercado es de pesadez, que no se cree pueda alijerarse sino mediante un aumento en la produccion. Aun a pesar de las restricciones, se nota ya que las pequeñas reservas en *stock* tienden rapidamente a desaparecer. Hai pedido de lingote Cleveland para la esportacion, pero es mui difícil obtener autorizacion para esportar. El precio nominal de esportacion del lingote Cleveland es 100/- f. a. b.; para el consumo nacional el precio es 82/6 para este mes i 87/6 para entrega a fines de Junio.

No ha habido alteracion en el precio del hematites que continúa nominal a 140/- para la esportacion i 122/- para el consumo nacional.

En Bilbao *best* rubio, se cotizó a 36/ c. i. f. Middlesbró en las condiciones del Tees con base de flete a 17/-.

El cok continúa a 28/-.

ULTIMOS PRECIOS DE LÓNDRES

Telegramas de la Casa *Bonifacio López, Bilbao:*

<i>Cobre.</i> —Cobre standard, al contado.....	£	114.0.0
— Best selected.....		140.0.0
— Electrolítico.....		140.0.0
<i>Estaño.</i> —G. M.....		180.0.0
— Ingles, lingotes.....		186.0.0
— — barritas.....		187.0.0
<i>Plomo.</i> —Español sin plata.....		31.2.6
<i>Plata.</i> —En barras standard por onza. Peniques.....		30 ³ / ₁₆
<i>Antimonio.</i> —Régulo.....		100.0.0

MERCADO SIDERÚRJICO ESPAÑOL

Precios de la *Central Siderúrgica*:

	Pesetas por 100 kilg.
Redondos i cuadrados, segun dimensiones.....	De 42 a 46
Pletinas i llantas id., id.....	De 42 a 44
Flejes, id., id.....	De 45 a 54
Angulos i T.....	44
Vigas I de 8 cm. a 24 cm.....	De 42 a 43
Idem de 25 cm. a 32 cm.....	44
Hierros en U de 3 cm. a 14 cm.....	44
Idem, id., de 16 cm. a 24 cm.....	45
Chapas de 5½ i mas milímetros.....	45
Idem de 3 a 5 milímetros.....	47
Planos anchos.....	45
Chapas para calderas.....	48
Hierros comerciales al carbon vegetal, sobreprecio.....	2

Comparacion de precios medios en Inglaterra de *minerales de hierro, lingote, i hierros i aceros comerciales*:

Mineral de hierro:

	PRODUCTOS		
	Junio 15-1916 s. d.	Junio 8-1916 s. d.	Junio 17-1916 s. d.
Rubio, Middlesbrough.....	38 6	38 6	26 0
Hematites (Costa Oeste, en las minas)...	—	—	—

Lingote:

Fundicion núm. 3, Middlesbrough.....	100 0	100 0	67 6
Warrants Middlesbrough.....	—	—	67 1
Idem escoceses, Glasgow.....	—	—	73 1½
Idem de hematites, W. Coast.....	—	—	—

Hierros:

	£ s. d.	£ s. d.	£ s. d.
Barras, S. Staffordshire.....	15 0 0	15 0 0	12 0 0
Idem comunes.....	13 15 0	13 15 0	10 17 6
Carriles de acero.....	10 17 6	10 17 6	8 2 6

	£ s. d.	£ s. d.	£ s. d.
Chapas galvanizadas.....	29 0 0	29 0 0	—
Angulos Middlesbrough.....	11 2 6	11 2 6	9 15 0
Idem, Glasgow.....	18 2 6	18 2 6	9 10 0
Planchas para la marina, Middlesbrough	11 10 0	11 10 0	10 0 0
Idem, Glasgow.....	14 5 0	14 5 0	9 10 0
Idem para calderas, Glasgow.....	14 15 0	14 15 0	10 15 0
Hojalata Bessemer, South Wales.....	37 /0	37 /0	19 /0

The Iron and Coal Trades Review de 16 del corriente da los siguientes precios para los principales subproductos:

Sulfato de amoníaco por tonelada:

Lóndres.....	£ 17. 0.0 a £ 17. 2.6
Leith.....	17. 2.6 a 17. 5.0
Hull.....	16.18.9 a 17. 0.0
Liverpool.....	17. 0.0 a 17. 2.6

Nitrato de sosa, por quintal:

Ordinario.....	0.18.3 a 0.18.6
Refinado.....	0.19.0 a 0.19.3
Brea por tonelada f. a. b. Lóndres.....	19/- a 20/-
Brea por tonelada f. a. b. Costa Oriental.....	16 /0 a 17 /0
Brea por tonelada f. a. b. Costa Occidental.....	16 /0 a 17 /0
Benzol 90%; por galon.....	11 d. a 11 ½ d.
Benzol 50% por galon.....	1 /3 a 1 /6
Toluol por galon.....	2 /4 ½
Naftalina, por tonelada.....	30 a 35
Alquitran, por tonelada, en Lóndres.....	25/-
Creosota, por galon, en Lóndres.....	4 d a 4 1 /8d
Aceites pesados, por galon, en Lóndres.....	3 7 /8 a 4 d
Acido carbólico, 60% crudo.....	3 /6 a 3 /9
Antraceno, por unidad.....	2 d. a 2 ½ d



BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente

Cárlos Besa

Vice-Presidente

José Luis Lecaros

Acuña, Guillermo
Aguirre, Cesáreo
Aldunate Solar, Cárlos
Avalos, Cárlos G.
Blanquier, Juan

Barriga, Cárlos
Elguin, Lorenzo
Gandarillas, Javier
Ghigliotto Salas, Orlando
Lanas, Cárlos

Lira, Alejandro
Maier, Ernesto
Malsch, Cárlos
Pinto, Joaquin N.
Yunge, Guillermo

Secretario

OSVALDO MARTÍNEZ C.

La evolucion de la industria siderúrgica alemana

Desarrollo de dos grandes firmas en una centuria. — F. Krupp — Gutehoffnungshuette

(Conclusion).

Sin embargo, con ojo previsor, Alfredo Krupp no se atuvo a ésto a pesar que desde 1874 la produccion de minerales propios era de 177,000 t. al año. Hizo una sociedad en 1871 con dos compañías inglesas i la firma Ibarra i Cía. para explotar la Orconera Iron Ore de Vizcaya; con salida por el puerto de Bilbao, como quedó dicho. En 1875 se hizo el primer envío de un cargamento a Essen. La participacion de la fábrica en esta explotacion llegó a 100,000 t. en 1881 i a 178,000 t. en 1887-1888. Cuando murió Krupp los minerales españoles le habian dado 1.200,000 t., i las minas propias proporcionaban a la fábrica mas de 500,000 t., al año. Los primeros vaporcitos de 1,700 t., que hacian la carrera de Bilbao a Rotterdam, se cambiaron por otros de 3,700 cuando se construyó el gran puerto para embarcar minerales en Bilbao, por el gobierno español.

El ensanche de los talleres i de la produccion llevó a Krupp a la idea de no comprar materia prima a nadie, ni lingote ni carbon ni mineral. Con esta determinacion habilitó la fundicion de la Mulhofener Huette que habia adquirido con los Sayner-Huette, i compró en 1872 la gran fundicion de Duisburgo llamada Johanneshuette, que pertenecia a una Cía. holandesa, pre-

firiendo esto al proyecto elaborado en detalle de establecer una fundicion en España al lado de sus minas. De este modo la produccion de lingote de hierro que sólo era de 10,000 t. i 20,000 t. entre 1865 i 1871 se elevó desde 1880 a 200,000 t.

Juntamente con este prodijioso desarrollo debió prepararse la organizacion de toda la fábrica, adquisicion de materias primas, produccion de diversas clases de artículos, venta, espedicion, agencias en el extranjero, Oficinas técnicas, Laboratorios etc., etc. La fábrica contó con la cooperacion de ingenieros distinguidos entre los cuales ademas de los citados anteriormente figuran los nombres de Speer, Diechmann etc.

La oficina técnica tenia 18 empleados en 1873. En 1865 la fábrica tenia 20 grupos con directores propios. Los departamentos eran 10 en 1878. Entre éstos figuraban 1.º la fundicion, los hornos Martin, los martillos de forja; 2.º los convertidores Bessemer, los hornos de Pudelar, los laminadores; 3.º los talleres para fabricar cañones; 4.º los talleres varios. Ademas de éstos habia las oficinas para dirigir las construcciones (edificios), los almacenes, i servicios anexos

En 1872 se aprobó un Reglamento jeneral de la Fábrica, con todas las disposiciones relativas al servicio para dar unidad al conjunto.

Para poder dar el desarrollo que hemos indicado, Alfredo Krupp necesitó el concurso financiero de muchas personas i establecimientos de crédito. Hemos visto ya el nombre de su socio Solling. Despues del año 50 se trató de trasformar la Fábrica en sociedad anónima como lo habian hecho otras fábricas vecinas tales como la Horder Verein en 1852, la Bochumer Verein, en 1854, la Stettiner Vulkan AKT., en 1857. Pero Krupp no quiso resolverse a ésto. Siguió con varios socios temporales como F. L. Niemann quien le prestó en 1856 2 millones de Talers al 7½ % por cinco años, su préstamo con participacion se transformó en un préstamo ordinario que le fué devuelto en 1872 /73; los hermanos Waldthausen, le hicieron otro préstamo hasta 1861, por 250,000 Talers, su amigo Gustavo Furst i su hermano Herman tambien le facilitaron dinero. Entre los banqueros que le proporcionaron fondos hubo alguno de Colonia como Oppenheim, Schhaaffhausen, Deichmann i de Berlin. Su crédito se fué consolidando cada dia mas hasta el punto que en 1871 uno de sus banqueros le decia «mientras mas gruesas sean las sumas que Ud. nos pida, mejor para nosotros».

ORGANIZACION OBRERA

La firma Krupp se distinguió en Alemania entre las primeras que hicieron esfuerzos razonados i sostenidos para mejorar las condiciones de vida de sus operarios. Segun las palabras de Alfredo Krupp: «El objeto del Trabajo debe ser el bienestar jeneral, entónces pasa a ser bendicion i oracion».

Es indudable que la fábrica no habria podido desarrollarse como lo ha

hecho si no hubiera contado con un personal adicto a sus jefes i satisfecho con su situacion. Por otra parte A. Krupp comprendió luego que no podia pensar en gigantescos ensanches de su fábrica sin cuidar de la poblacion obrera. Así fué como se resolvió en 1871 a construir 2,500 casas para trabajadores con un costo de mas de 12 millones de marcos que no tenia a la mano i para lo cual hubo de recurrir nuevamente al crédito:

En 1872 escribia lo siguiente: «Hace 45 años tomé a mi cargo la herencia paterna que estaba constituida por una fábrica en ruina con unos pocos trabajadores. Los salarios para los forjadores i fundidores se elevaron entónces de 18 Stuber a $7\frac{1}{2}$ groschen de plata (1 taler tiene 30 gr.), el salario de una semana completa era de 17 Talers 15 gr., (esto es 4,50 Marcos). Durante quince años me desvelé para poder pagar su salario a los operarios; como recompensa para mi propio trabajo no tuve nada sino la satisfaccion del deber cumplido. Con el cambio de las circunstancias en jeneral i los progresos de prosperidad de la Fábrica fuí poco a poco elevando los salarios, por regla voluntariamente, para celebrar estos cambios, i esta norma deseo que se mantenga.

Cuando a causa de las crisis todas las industrias estaban decaídas, cuando faltaban los pedidos, nunca he dejado de continuar los trabajos ni nunca despedí a un operario fiel.

Hai muchos viejos todavía para comprobarlo. Preguntad lo que ocurrió con ellos el año 1848. Los sacrificios que me impuso la última guerra son de todos conocidos».

La norma de A. Krupp fué que su industria remunerara al operario con la mayor largueza que fuera compatible con su desarrollo. En 1865 los salarios eran por término medio de 2,37 Marcos; en 1870 de 3,08 M. en 1874 de 3,86 M. Sin embargo, como los medios de subsistencia habian encarecido mucho i especialmente los arriendos i los alimentos, se resolvió una vez analizada la situacion a edificar casas, a abrir fondas para dar abonos de comida i almuerzo a los solteros, a tener almacenes de provisiones para las familias, sin ganancia alguna i por último mejoró la condicion de los trabajos creando cajas de pension para los enfermos, cajas de auxilio para las familias de los muertos o invalidos, pensiones de Retiro, hospitales i clínicas etc. Cuando el Imperio en 1885 implantó la lei de seguros obreros i pensiones de retiro, hacia muchos años que la Fábrica tenia organizados todos estos importantes servicios.

Para detallar el desarrollo histórico de estas creaciones de beneficencia modernas que tan importante papel están destinadas a llenar en las sociedades del porvenir en todos los paises civilizados digno de este nombre, empezaremos por decir que desde 1836 existió una Caja para enfermos. La adhesion era voluntaria i la contribucion era de 1 groschen de plata por semana. La Caja reunia ademas las multas.

Entre 1845 i 47 se estableció una Caja con cuotas para los enfermos de 5 a $7\frac{1}{2}$ groschen diarios, suma elevada para esos tiempos.

En 1853 se fundó la Caja para enfermos i para casos de mortalidad la adhesion era facultativa, por lo cual en 1855 de 700 obreros sólo 200 eran adherentes. La cuota de contribucion era de 3 gr., cada 2 semanas. En 1855 se hizo la adhesion obligatoria se dividieron los empleos en clases para determinar las cuotas.

Así la 4.^a clase que era la superior recibia 25 groschen de plata al dia en caso de enfermedad, la contribucion pagada era de 8 groschen cada dos semanas. En 1858 la firma se comprometió a ayudar la Caja con el 50 % de las contribuciones de sus miembros i con derecho a voto igual a la tercera parte en las deliberaciones. Se crearon dos clases mas con diario de 30 i 35 groschen en caso de enfermedad. Esta caja se fusionó con la que estableció la lei de 1885 i desde 1904 funciona del modo siguiente: La Caja percibe 4,5% del jornal del obrero toda vez que su salario no suba de 5 Marcos. Ella acuerda a los enfermos el servicio médico, medicinas i cuidado. En caso de invalidez 60% del salario, en caso de familias un suplemento que pueda llegar a 15% del mismo. Este sosten se obtiene por 26 semanas: los socios que tienen 6 meses de adhesion pueden lograr un diario hasta la 39 semana si es que pueden esperar ayudarse con un pequeño sueldo cuando recobran la salud, lo mismo que pueden obtener servicio médico gratuito i medicina hasta la 52 semana. Para los casos de mortalidad se paga desde 20 a 35 Marcos.

El 31 de Diciembre de 1911, 35,400 personas adherian a esta Caja. De éstos 28,500 gozaban del salario máximo de 5 Marcos. Un enfermo de esta condicion tiene pues una pension o diario de 3 Marcos i un padre de familia 3.75 M. Mas de 20,000 obreros se han adherido a otras Cajas auxiliares que tambien permiten el obtenimiento de un diario hasta de 3 Marcos así es que no es raro el caso de ver enfermos que gozan de una pension de 6 marcos diarios durante su enfermedad.

En el año 1911 los miembros han suscrito 1,342,000 Marcos i la firma su cuota de 670,000 Marcos. Se gastaron ese año en médico, medicinas, enfermeros, cuotas de mortalidad, hospitales etc., 907,000 Marcos. Se distribuyeron en forma de cuotas para pensiones 1,222,000 Marcos.

En 1870 /71 Krupp creó un hospital para heridos con 100 camas que despues fué transformado en otro de 335. En 1903 se le agregó un servicio de dentística que atendió un año 14,760 personas i en 1911, 28,607.

Pero la verdadera Caja de Pensiones vitalicias sólo fué creada en 1858. Se crearon tres clases dependientes del tiempo durante el cual cada adherente habia contribuido con sus servicios prestados a la fábrica. Así con 35 años de servicios se pagaba el jornal íntegro, con 25 a 35 años las dos terceras partes, con 20 a 25, la mitad, siempre que el jornal no pasara de 40 groschen de plata. En 1885 se estableció la Caja de Pensiones separada de la Caja para Enfermos; su capital era de 1,500,000 Marcos i se procedió a cobrar el 1.5% del jornal

siempre que no pasara de 4 Marcos. Mas tarde se elevó hasta $6\frac{3}{4}$ Marcos o sea un salario anual de 2,000 Marcos.

Las pensiones de las viudas se elevan a 50% del salario del marido.

En 1895 la contribucion se elevó a $2\frac{1}{2}$ % del jornal. El operario puede retirarse al cumplir 65 años o bien 40 años de servicios. Despues de 20 años puede retirarse con 40 % de su jornal por incapacidad de trabajo i por cada año mas $1\frac{1}{2}$ % hasta 75%.

Así para jornales de 5 Marcos la pension es despues de 20 años de 600 M. al año, despues de 40 años de 1050 M. En caso de jornales de $6\frac{3}{4}$ M. despues de 20 años tiene 800 M. i despues de 40 años 1400 Marc.

La Caja de Pensiones tenia a fines de 1911, 34,851 miembros. Habia 2,274 pensionados hombres, 1,641 viudas, 774 huérfanos i 204 pensionados parciales o sea un total de 9,800 personas que recibian auxilio de la Caja. El monto de las pensiones pagadas se elevó a 2,209.171 Marcos; las pensiones pagadas en término medio fueron de 830,66 Marcos para los hombres a lo cual se agrega la suma de venta por invalidez que establece la lei de 129,50 M., dando un total de 960 Marcos. La reserva de la Caja de Pensiones era superior a 24,5 millones de marcos en 1911 i se habian pagado un total hasta esa fecha de 26,5 millones de marcos. La firma ha contribuido en varias ocasiones con donaciones especiales para aumentar sus fondos subiendo éstos entre 1895 i 1911 a 4 millones de marcos.

Como el aumento del número de operarios se habia efectuado sin cesar del modo siguiente:

1860.....	2,000 obreros
1867.....	6,900
1871.....	8,900
1873.....	11,600

faltaron las habitaciones cómodas i baratas i ya dijimos que A. Krupp se decidió a construir 2,500 de una sola vez distribuyéndolas en grupos llamados colonias. La de Cromenberg comprendia sola 1,400 casitas. Junto con este plan desarrolló otro análogo en la mina de carbon Hannover contando así la fábrica en 1874 con 3,200 casitas para obreros en conjunto en todas sus dependencias. Hoi dia este número ha llegado a 6,000.

Por último en el Almacen de Provisiones creado para abastecer las necesidades del personal se vende de todo desde pan, hasta ropa, zapatos i muebles. Las utilidades obtenidas cada año se distribuyen a prorrata del personal haciendo en cada libreta una rebaja correspondiente. En 1910/11 el número de libretas con cuenta abierta en el Almacen era de 43,897. Las rebajas provenientes de ganancias subieron, por ejemplo, en un caso dado, en 1890/91 a 345 Marcos en un año i en 1900/11 subieron a 681 Marcos. Esto corresponde a 28% i a 41% respectivamente del jornal medio pagado por esos años.

Entre las numerosas escuelas sostenidas por la firma la mas importante es una escuela Profesional de Mujeres, que cuenta con 380 maestras i 3,500 alumnas.

El año 1877 se fundó una Caja de Seguros sobre la vida que ha funcionado con regularidad i buen éxito. Se han tomado pólizas en número de 17045 desde su fundacion por valor de 35.877,500 marcos. Han sido pagadas 2477 por valor de 3.927,200. Existian en 1911, 9431 por un capital de 22.170,400 M.

* * *

Para cualquier lector que haya seguido hasta aquí la breve reseña del desarrollo de la fábrica durante el período de 1848 al 70, la idea de que este negocio tan bien dirigido i bien cimentado no habria podido ser amenazado en el porvenir por circunstancias adversas, seria la mas natural del mundo. Sin embargo, léjos de eso encontramos que a pesar de su sólida base, por la misma razon de que representaba la inversion de nuestros millones de capital, i necesitaba dar trabajo a muchos miles de operarios, la crisis europea que siguió a la guerra de 1870 i tuvo su período mas agudo en 1878 en Alemania, le produjo grandes pérdidas e hizo temblar este edificio que parecia de roca.

Nada mas interesante que estudiar el efecto de una de estas grandes crisis mundiales, que hoi en tiempos de paz se ha tratado de conjurar con los «cartels» en Alemania, en aquellos momentos en que empezaba a desarrollarse la siderurgia en aquel pais.

La crisis se produjo despues de un período de fiebre de negocios provocada por los capitales puestos a disposicion de los bancos con motivo de la indemnizacion de guerra pagada por Francia. Fué así pues una crisis de crecimiento. Todo subió de precio, la especulacion se desarrolló sin freno.

En la fábrica de Krupp los operarios subieron de 7,000 en 1870 a 12,000 en 1873, i en las minas i fundiciones de 1,200 a 4,000, para poder satisfacer los numerosos pedidos de toda clase de materiales. La crisis empezó en la segunda mitad de 1873 i empezó en Austria, invadiendo despues a Alemania i arrastrando en seguida a toda la Europa i EE. UU.

La crisis se complicó para las empresas siderúrgicas con la nueva política de libre cambio que se inició en 1873 despues de una larga discusion. Anteriormente desde el año 1840 existia un derecho de aduana para el lingote i los productos siderúrgicos. En 1865 se empezó por rebajar 5 M. por t. a los derechos anteriores para el lingote, en 1873 se suprimieron éstos completamente i se dispuso que desde 1877 adelante no existirian tampoco para los artículos manufacturados de la siderurgia. La industria se encontró así entre dos fuegos consumo reducido en el interior i competencia con los productos extranjeros.

Si la cifra de la produccion de carbon no disminuyó mas fué porque los industriales se contentaron de producir sin ganancia ninguna. En el dis-

trito carbonifero de Dortmund, los operarios disminuyeron de 84,000 a 74,000 o sea 12%.

En los Altos Hornos de Prusia su número se redujo de 22,300 a 13,000 o sea 42%. Los salarios disminuyeron tambien por la fuerza. El precio del carbon bajó de 11 Marcos a 4.20 M. la t.; el lingote de hierro pasó de 115 M la t. a 55 Marcos. Las fundiciones mas importantes de Westfalia, la sociedades Phoenix, Hoerde, Bochumer Verein i Dortmunder Union no pudieron pagar dividendo alguno durante varios años. Las acciones de Bochum variaron de 230 a 24; las de Phoenix de 222 a 33; las de Hoerde de 145 a 24, las de Dortmunder Union de 171 a 4. La compañía de minas de Colonia tampoco pudo dar dividendos. Los salarios anuales en las minas de carbon que habian sido en término medio de 1,700 a 1,800 M. bajaron a 1,100 i 1,000 Marcos. En la fábrica de Krupp hubo que rebajarlos 25%. Los pagos anuales fueron en ese período:

1873 /74.....	14.5	Millones de Marcos
1878 /79.....	7.6	»

La sociedad Gutehoffnungshuette pagó a sus empleados i obreros en 1872 /73 8,7 millones de marcos i en 1877 /78 4,6 millones. Esta paralización repercutió en todas las demas industrias del país.

El punto culminante del malestar fué en 1878 /79, cuando se produjo la libre internacion de los productos siderúrgicos extranjeros. El gobierno que hasta entonces habia dejado obrar la libre competencia, presentó un proyecto en 1879 para fijar un derecho de 10 Marcos a la tonelada de hierro en lingote; de 25 Marcos para los aceros en barra, i otros derechos mas elevados aun para las demas artículos.

Los efectos de estas medidas aunque saludables no se hicieron sentir sino paulatinamente. Solamente en 1887 vino a notarse un mejoramiento rápido i desde 1890 empezó ese desarrollo extraordinario de la industria alemana que ha llamado la atención de todo el mundo.

En la fábrica Krupp los pedidos en materiales corrientes especialmente para ferrocarriles disminuyeron a las 3 /5 partes de los pedidos de 1873 /74. Lo mismo ocurrió con el material de guerra. El número de operarios debió rebajarse de 12,000 a 8,000 para volver a aumentarlo solamente en 1886.

La crisis pilló en un mal momento a la Empresa porque se habia comprometido con ensanches de la fábrica de acero, con la habitaciones obreras, con las adquisiciones de minas i establecimientos de fundicion. Krupp que era un técnico admirable, en materias financieras no cuidó su crédito lo bastante i tuvo demasiado optimismo, defecto que le venia como herencia de su padre. Así llegó pues un momento en que no le quedó otro recurso que hacer un gran empréstito hipotecando su fábrica.

En 1874 hizo un arreglo con un consorcio de banqueros de Berlin que le prestaron 30 millones de Marcos al 5% en obligaciones lanzadas por los

banqueros a 9%, i reembolsables al 110%, con un plazo para la amortizacion total hasta 1883. En los últimos tres años las cuotas de amortizacion subieron a 6 millones por año. Estas onerosas condiciones hubieron de ser aceptadas para salvar la situacion del negocio.

Pero si esto se logró las circunstancias no mejoraron durante una serie de años. Los balances fueron malos. Sin embargo, en esta emergencia Alfredo Krupp tuvo mas suerte que su padre. La ayuda i la salvacion vino en esta ocasion del extranjero. La reputacion bien ganada de la casa Krupp, su participacion en casi todas las esposiciones en Europa i Estados Unidos, la hicieron mui conocida i cuando ocurrió en este último pais el desarrollo extraordinario de las construcciones ferroviarias por el año 80, los pedidos de rieles Bessemer, que la casa fabricaba en mui buenas condiciones, dieron vida a la fábrica.

Es así que en 1880/83 estos pedidos llegaron a la cantidad enorme de 173,000 t.

Así pues esta fabricacion, que por decirlo así, era un ramo escepcional de la fábrica, por ser hecha con un material que no era su especialidad, sino que habia sido anexado como un negocio oportuno para aprovechar el auge de las construcciones en Alemania algunos años atras, vino a producir los mas espléndidos resultados en esta época de crisis.

Esto permitió hacer una conversion de su deuda reducida a 22,5 Millones, reembolsable al tipo de 102 en vez de 110 i amortizable hasta 1899. En el hecho la deuda quedó estinguida en 1887 antes de la muerte de A. Krupp.

* * *

Tanto ántes de esta crisis como despues, el mercado del interior tomaba una parte considerable de la produccion de la fábrica de Krupp. Así por ejemplo en el año 1830 abarcaba el 50%; en 1840 casi el 66% i en algunos años excepcionales hasta el 70 i el 80%. Entre los años de 1875 a 1889 el término medio fué de 64% i en un año llegó al 75%. Puede así decirse, sin exageracion, que la fábrica de acero de crisol estaba basada en la clientela extranjera, hasta el año 1890. Poco a poco mas tarde el consumo interno ha hecho bajar esta proporcion, siendo el término medio desde 1890 adelante de 33%. La produccion de aceros corrientes, especialmente del tipo Thomas implantado en 1905, ha contribuido a esta modificacion.

En la produccion i venta de armas el consumo exterior fué de 1875 a 1889 de 84% del total, de 1889 a 1904 de 51%; de 1904 a 1909 el 54%. Entre los años 1860 i 71 Alemania consumió sin embargo la mayor parte del armamento de pequeño calibre, 2,462 piezas fueron vendidas al extranjero i 3,244 para Alemania, de 10 cm.

Para los calibres superiores las ventas fueron, por la inversa, mayores para el extranjero 1,165 piezas contra 560. Es preciso recordar que la fá-

brica hubo de renovar en un año tres cuartos todo el material de artillería de Campaña de Prusia ántes de 1870.

Durante todo el período que consideramos ahora los esfuerzos de A. Krupp se concretaron particularmente a desarrollar sus secciones para fabricar armamentos llegando a tener 3,000 operarios en ellos. Hasta 1860 el número de cañones fabricado habia llegado a 100, el primer mil se alcanzó en 1863, en 1873, se llegó a los 10,000 i hasta 1887 se habian fabricado 24,576 de los cuales 10,616 correspondian al consumo interno i 13,910 al extranjero repartido entre 46 Estados. No nos es posible seguir detalladamente los numerosos inventos, los perfeccionamientos de los distintos tipos de armas, desde el cañon de campaña, hasta el Mortero, el cañon de fortaleza i los cañones i torres blindados para acorazados.

El desarrollo de esta fabricacion exigió la adquisicion de campos de Tiro en Meppen, en Westfalia i en Tangerhuetten cerca de Megdeburgo. En 1877 se hicieron experiencias con un cañon de 15 cm., i tiro de 9,000 metros. En 1892 se invitó al Emperador a presenciar el tiro de un cañon de 24 cm., que alcanzó a 20,226 m.

En 1911 en el campo de Meppen se dispararon 1,500 tiros con 386 cañones. De estos con bala fueron 9,900 i se empleó en ellos 112,400 kg. de pólvora i 742,000 klg., de proyectiles. El total de tiros con proyectil en los dos campos en 1911 fué de 4,512.

En Agosto de 1879 A. Krupp invitó a los representantes de los Estados extranjeros a presenciar el ensayo de sus cañones. Concurrieron 97 oficiales de toda graduacion miembros de 18 Estados. Otra invitacion tuvo lugar en Marzo de 1882.

Igualmente en este último período se hicieron grandes investigaciones para fabricar nuevos aceros para las calderas i las planchas de blindaje. Un nuevo material fabricado por el procedimiento Wasch i denominado «Flussseisen» permitia obtener en el horno Martin aceros de calidad superior al «mild steel» de los ingleses, partiendo de minerales fosforosos, desde el año 1878, esto es un año ántes del invento del convertidor básico de Thomas.

Se dió un desarrollo importante a la fabricacion de aceros moldeados segun el invento del ingeniero Mayer de la fábrica de Bochum, asociándose en la forma Asthower de Annen la que fué adquirida mas tarde en 1886.

Desde 1880 se hicieron experimentos para fabricar planchas de blindaje endurecidas por procedimientos especiales con un forro de acero endurecido obteniéndose desde 1884 pleno éxito en su fabricacion i llegándose a fabricarlas de 27 piés de largo, por 52 pulgadas de ancho i 18 de grueso.

El 14 de Julio de 1887 murió Alfredo Krupp a los 75 años de edad despues de una vida escepcionalmente activa i fructuosa dejando un recuerdo imperecedero entre sus compañeros de trabajo como hombre de gran talento i de grandes virtudes. Su nombre figura entre los mas distinguidos ciudada-

nos que han transformado la Alemania industrial i la han llevado a la cúspide de la prosperidad.

TERCER PERÍODO—FEDERICO ALFREDO KRUPP (1887-1902)

Su hijo Federico Alfredo, nacido en 1856, se hizo cargo de la Direccion de los Establecimientos, en los cuales ya habia tenido larga práctica i que funcionaban como queda dicho por medio de una organizacion detallada, estudiada i perfeccionada con los años. Un Consejo Directivo como el de las Sociedades Anónimas presidia a todos los acuerdos i cada departamento tenia su jefe responsable.

Aunque el nuevo dueño no reunia las cualidades relevantes de su padre, pues ante todo gozaba de mala salud, lo que le impidió hacer estudios prolongados para seguir una carrera, su espíritu activo i emprendedor lo llevó a estudiar ciertas fases del desarrollo de la industria con particular interes, especialmente en el ramo de la química i durante los quince años que estuvo a la cabeza de la fábrica se efectuaron ensanches de mucha consideracion i se estudiaron los proyectos de las futuras instalaciones efectuadas con posterioridad al año de su fallecimiento, ocurrido en 1902. Igualmente hizo estudiar todos los detalles de la transformacion de la empresa en Sociedad Anónima para despues de su fallecimiento. Una de sus principales preocupaciones fué la de mantener la reputacion adquirida por la casa i buscar siempre las mejores materias primas para mejorar la calidad de los aceros.

Debido a su influencia se transformó el Laboratorio de ensayos hasta asumir las grandes proporciones que hoi ostenta. En 1889 se efectuaron 12,000 reconocimientos i ensayos i en 1911 su número llegó a 500,000. Estas cifras dan una idea de cómo se trabaja en ese Departamento. El profesor Otto de Brunswick quedó de consultor para todo lo relacionado con esta instalacion.

Las pruebas de resistencia en 1911 llegaron a 108,000. Desde 1883 se iniciaron los reconocimientos con el microscopio; en el año 1890 se ensanchó una primera vez el espacio de los Laboratorios i en 1909 quedó definitivamente instalado el actual.

El número de hectáreas edificadas pasó de 42 a 51, i el número de operarios subió de 13,000 a 17,500. El departamento de fundicion, de crisoles se renovó completamente. Las seis naves que comprendian 136 hornos con 12 a 18 crisoles cada uno se convirtieron en 17 hornos de gas con 104 crisoles cada uno. Así podian efectuar sangrías de 80 t. de peso.

Igualmente el departamento de hornos Martin se ensanchó primero con una serie de siete hornos de 15 t. o sea Taller Martin N.º II i el N.º III, con tres hornos con revestimiento básico. El acero Martin fué reemplazando al acero pudelado para obtener los aceros de crisol del mismo modo que el pudelado habia sustituido ántes al acero de cementacion. En 1891 un IV

taller Martin se hizo necesario para proveer el material para las planchas de blindaje llamadas Compound, o sea con un forro endurecido, para las planchas para calderas, piezas pesadas para buques etc.

Una plancha de blindaje espuesta en la Exposicion de Dusseldorf de 1902 pesó 130 t. Algunos de estos hornos tienen hoy dia 40 t. de capacidad (2 de ellos) i hai 3 con 30 t.

En este período de la vida industrial mundial fué cuando ocurrieron las trasformaciones mas marcadas con el trabajo de las Maestranzas i talleres de fabricacion mecánica.

Tenemos así desde luego el empleo de los aceros especiales para las herramientas, primero el acero con silicio i despues los aceros de marcha rápida introducidos de los EE. UU., despues de 1900, lo que obligó a modificar la maquinaria misma.

La introduccion de las prensas hidráulicas pasa a sustituir a los martillos de forja. En 1890 se instaló una de 2,000 t. de presion i en 1892 otra de 5,000 t.

Por último la trasmision de la enerjía por medio de la electricidad hizo electrificar todos los talleres mecánicos llegándose a jenerar en 1910 en las centrales 24,000 H.P. con 26 máquinas de piston i 10 turbinas de vapor. Las gruas eléctricas i demas dispositivos modernos aumentaron enormemente la capacidad de los talleres.

Fuera de estas instalaciones eléctricas las de vapor eran mui numerosas para otros servicios. El número total de máquinas de vapor empleado en la Fábrica era en 1911 de 540 con una potencia de 71,000 H.P. El consumo unitario de vapor con las nuevas máquinas de triple expansion i con las turbinas disminuyó a la tercera parte de las antiguas, sin condensacion.

* * *

Las crisis pasajeras de 1892-93 conjuradas en parte en Alemania con la formacion de sindicatos como el de las Hullas, permitieron a la industria gozar de mejores tiempos. En 1900 se habia alcanzado un apojeio sin precedentes seguido de un malestar que fué disipándose desde 1902, especialmente para la fábrica Krupp, con los pedidos de Norte América.

Desde este momento el desarrollo ha sido tan violento que fué preciso pensar en modificar muchas cosas para hacer frente al consumo.

La produccion de lingote habia decuplicado entre los años 1870 i 1880 i habia seguido aumentando todavía mas hasta 1890. Las necesidades de minerales no podian ya ser cubiertas por las minas de Alemania de propiedad de la Fábrica ni por las de España. Se importaron minerales de la isla de Elba, de Turquía, de Arjelia, del Cáucaso, i aun de la India, del Brasil i del Japon.

Estudióse la posibilidad de fundar un nuevo Establecimiento de fundicion, que tratase los minerales fosforosos de la Lorena o del Luxemburgo i

desde 1889 se adquirieron con este objeto las minas «Langenberg» i «Luxemburger Grenze». Mas tarde, en 1894, se completó este grupo con la adquisicion de las minas «Ida» i «Amalia» cerca de Aumetz. Sin embargo, como este proyecto no se llevó a la práctica inmediatamente, sólo se empezó la explotacion de dichas minas en 1900, cuando se preparó la instalacion de altos hornos en Rheinhausen para aumentar la produccion de aceros comunes.

La produccion de carbon tambien fué deficiente para cubrir las necesidades de la fábrica a pesar de las adquisiciones anteriores.

Desde 1890 sólo la mitad de este consumo podia ser satisfecho.

La compra de la mayor parte de la mina «Salzer und Neuack» desde 1889 fué completada en 1901. Pero sobre todo la necesidad de independizarse del control del sindicato de la Hulla, hizo indispensable la compra de la mina «Aníbal» en la cuenca de Bochum que deslindaba con la «Hanover» de propiedad de la fábrica. No fué esto todo, F. A. Krupp resolvió adquirir en union del Norddeutschen Lloyd una serie de propiedades carboníferas a lo largo del canal Dortmund-Ems formando un sindicato que se llamó Emscher-Lippe. La explotacion se inició en 1906 alcanzando en 1911 un tonelaje anual de 800,000 t.

La produccion total de hulla en las minas propias de la Fábrica en 1910/11, incluso la mitad correspondiente en el sindicato Emscher-Lippe, alcanzó a 2.900,000 t.

Con la ereccion de los nuevos altos hornos i Talleres en Rheinhausen, que sólo tuvo lugar despues de la muerte de F. A. Krupp, si bien habian sido proyectados con su cooperacion, el consumo de coke dobló i las instalaciones para fabricarlo determinaron la creacion de 60 hornos en la mina «Hanover» en 1895 i otros 60 en la mina «Salzer und Nuack» en 1901 i por fin otros 60 en la mina «Aníbal» en 1904. A pesar de ultteriores nuevas cokerías la produccion de la fábrica sólo cubre la mitad de las necesidades actuales de ella. El total de los carbones i coke consumidos por la Fábrica en 1910/11 fué alrededor de 3.000,000 t. La mitad de esta cifra que corresponde a coke fué consumida en el plantel de Rheinhausen llamado «Fundicion Federico-Alfredo».

Para la fundacion de esta enorme fundicion que se proyectó con una capacidad de 500,000 t. al año se consideraron todas las ventajas que podia encontrar la creacion de un plantel en Lorena, cerca de las minas, pero se abandonó la idea por encontrarse demasiado cerca de la frontera francesa. Tambien se estudió su ubicacion cerca de Essen pero no pudo realizarse por ser el espacio disponible mui reducido como lo era tambien el de la Fundicion Johanneshuette el cual no se podia ensanchar lo suficiente para instalar el conjunto completo de Altos Hornos i plantel siderúrgico con todos sus departamentos anexos.

El auge del procedimiento Thomas que hizo aprovechable los inmensos depósitos de hierro de la Lorena anexada habia tomado tal vuelo que desde 1887 la produccion del acero Thomas habia llegado a 1.000,000 de t., dejan-

do la del acero Bessemer en 430,000 t. en toda Alemania. Las Compañías fundidoras de Bochum, de Oberhausen, la Phoenix habian transformado todas sus instalaciones en este sentido.

El proyecto fué diferido en su ejecucion por la compra que hizo la fábrica anteriormente de la fábrica de Grusonwerk i el astillero Germania, de Kiel. Su realizacion, comprendia la construccion de 5 altos hornos, 3 convertidores Thomas, Talleres de laminacion para rieles, vigas etc. El proyecto comprendia en primer lugar la creacion del puerto fluvial de Rheinhausen, que permitiria hacer las comunicaciones mas fáciles i económicas con las minas i Essen.

* * *

Antes de describir sumariamente estas instalaciones ultra-modernas en donde se han acumulado todos los mas importantes resultados de la técnica debidos a la cooperacion de todos los hombres de ciencia del mundo entero, diremos dos palabras de estas dos adquisicioness hecha por la fábrica de Krupp.

La instalacion Grusonwerk consistia en una fábrica de granadas i planchas de blindaje, torres para cañones de fortaleza con aceros especiales que habian hecho la reputacion del dueño de esta fábrica, Hermann Gruson.

Los aceros moldeados endurecidos «Hartguss» le habian dado una verdadera superioridad en este ramo i Krupp en lugar de desarrollar un departamento especial para la fabricacion de torres para cañones, casamatas, etc. prefirió hacer socio de la sociedad anónima Grusonwerk en 1893. El número de obreros era entónces de 2,800, los talleres comprendian 7 hectáreas edificadas, i 13 en conjunto. Estos números pasaron a 4 560, 11,4 i 44 respectivamente en 1910/11 lo que da una idea del desenvolvimiento que estas fabricaciones tomaron en un período de tiempo. Ademas de las fabricaciones de material de guerra, la fábrica de Gruson fabrica los famosos molinos de bolas conocidos de todo el mundo i otras maquinarias.

Respecto de la adquisicion de los astilleros Germania fundados el año 1863 en Kiel i que llevaba una vida accidentada por muchos años por no poder competir con la industria naval extranjera, la fábrica Krupp se vió obligada a adquirirlos cuando el gobierno aleman impulsó desde 1890 la creacion de la marina de guerra para proteger la floreciente marina mercante alemana.

Los establecimientos de Kiel fundados con un capital de un millon de Talers pasaron del poder de una sociedad anónima «Norddeutschen Schiffbau Akt» a manos de la Markisch Schlesischen-Maschinenbau en 1879 i ésta se unió con el fabricante de máquinas de Berlin, Egells i fundaron en 1882 la Schiff und Maschinenbau A. G. Germania.

Desde esa fecha hasta 1896, esta Sociedad habia construido varios bu-

ques de guerra protegidos el «Worth», el «Siegfried», el crucero «Kaiserin Augusta», el Torpedero G. 21, que fué el primero que corrió con 18 nudos en 1885.

La competencia con los astilleros ingleses que trabajaban para la marina mercante i la de guerra a la vez, como Armstrong i otros, obligó a Krupp a hacer una cosa análoga para establecer el consumo ininterrumpido de sus materiales, tales como planchas para buques. Estos habian pasado en Alemania de 17,000 t. en 1887 a 210,000 t. en 1901.

En 1896 la fábrica adquirió los Astilleros Germania que contaban con 1,300 operarios i una superficie de 6 hectáreas.

Esta última fué ensanchada inmediatamente hasta 22,5; los talleres nuevos comprendieron 7 naves cubiertas con techo de vidrio de 250 m de largo por 34 m de ancho. Un inmenso taller mecánico de 21,000 metros cuadrados para el montaje i la fabricacion de máquinas está a continuacion. El número de operarios pronto pasó a 3,000 i luego a 4,500. En estos astilleros se han construido 26 buques con turbinas de vapor de una potencia total de 300,000 HP, hasta 1911 i 129 turbinas fijas de 153,000 HP.

Tres buques cisternas para motores de petróleo estaban en construccion en 1914 con 30,000 toneladas de capacidad i 8,100 HP en conjunto.

La fábrica es dueña de la patente Diesel.

La fabricacion de armamentos tomó un desarrollo aún superior al del período anterior.

No podemos seguir todos los detalles de las nuevas aplicaciones del acero con níquel a la construccion de cañones i corazas para buques, ametralladoras, etc., ni tampoco los adelantos en el empleo de las pólvoras sin humo, de la cual se emplean mas de veinte variedades. Los perfeccionamientos en este ramo han sido numerosísimos; pueden citarse entre otros, el cierre automático de las piezas. El freno hidráulico para evitar el retroceso, etc. Para medir los adelantos alcanzados basta comparar las cifras de la potencia de los distintos tipos de cañones a traves de los años.

Un cañon de 9 cm en 1861 tenia una potencia de 36,3 t. o 84,3 Kg por 1 Kg de peso del cañon, los actuales cañones de la marina de 8,8 cm tienen una potencia de 420,5 t. m., es decir 11,6 veces mas i corresponde 306 Kg m por 1 Kg de peso del arma.

El cañon de 15 cm que figuró en la guerra de 1870 tenia una potencia de 131 t. m; el actual del mismo calibre de la marina tiene mas de 204,5 t. m.

En el primer caso por Kg de peso se producía una enerjía de 52,3 Kgm i en el segundo mas de 366 Kg m.

La potencia de los cañones de 30,5 cm en 1873 por 1 Kg de peso, fué de 8,9 Kgm, en 1882 de 131 Kgm, en 1890 de 172 Kgm, en 1899 de 303 Kgm, en 1901 de 327 Kgm, en 1906 de 366 Kgm.

En 1873 este cañon pesaba 36,600 Kg i producía una enerjía de 3,270 t. m.

Hoy el mismo tipo pesa 47,800 Kg i desarrolla una enerjía de 17,510 t. m.

Así pues mientras el peso de las piezas ha aumentado de 1 a 1,3 su potencia ha variado de 1 a 5,3.

Nada mejor que estas cifras pueden dar cuenta del tesón empleado en mejorar los diferentes tipos de armas empleados para competir con las demás naciones.

Fuera de estos adelantos habría que considerar el número de tiros, que estas armas pueden disparar, su longevidad, etc. Se encontraría así que los progresos en este orden de cosas han sido tan sorprendentes como en los demás.

El número total de cañones contruidos i contratados por la casa Krupp desde su comienzo hasta 1911 ha sido de 53,600 (entregados 50,000). De estos se han entregado al Gobierno alemán i estados alemanes 26,300 i 27,300 se han repartido entre 52 Estados extranjeros. El año de 1898 fué el de mayor actividad en cuanto al número fabricado. Llegaron los pedidos a 3,177 cañones.

* * *

Con el mayor desarrollo tomado por las distintas fabricaciones i con las nuevas instalaciones hubo de incrementarse también el número de habitaciones para obreros las que recibieron además mejoras de consideración respecto a su comodidad para las familias de los operarios.

F. A. Krupp se preocupó especialmente de introducir nuevas Cajas de ayuda para los obreros con distintos fines que completaban las anteriores, por ejemplo para socorrer a los obreros que tenían que retirarse del servicio ántes de contar con un número suficiente de años para obtener una pensión regular.

También creó otra fundación para los empleados i sus familias contribuyendo anualmente cada cual con el 3% de su sueldo.

La pensión mas alta que la caja puede pagar es relativa al empleado que tiene 10,000 marcos de sueldo. Si se ha retirado con 35 años de servicios la pensión es de 7,500 marcos. La pensión mas baja relativa a los sueldos de 2,000 M. equivale a 500 M. despues de 5 años. Esta caja cuenta con 4,120 adherentes i tenía un fondo de 11 millones de M. en 1911.

Además de estas instituciones se creó una Caja de Ahorros para los operarios. Antes sólo podían figurar los depositantes con ahorros inferiores a 200 Marcos. Estos llegaron a ser 6,000 depositantes con 30 millones de depósitos que ganan 5%

Pero no era esto suficiente, se necesitaba poner la caja al alcance de los mas modestos imponentes i con ventajas sobre las Cajas ordinarias de Ahorros.

Para atraer los depósitos se instituyó un premio o bono de sorteo

por cada 100 marcos para los mayores depositantes i otro bono por cada 25 marcos.

La fábrica completa el interes de las Cajas ordinarias del Estado hasta el 5% para los mas pequeños. El 1.º de Enero de 1912 el número de depositantes era de 17,182 con 6½ millones de depósitos.

La fábrica creó una Biblioteca para el uso de su personal i subvenciona una Institucion de Cultura donde se organizan Conferencias populares para difundir los conocimientos.

CUARTO PERÍODO 1902—1911

Con el fallecimiento de F. A. Krupp sus fábricas pasaron a ser propiedad de su hija mayor Berta quien casó con el Sr. Gustavo von Bohlen und Halbach algunos años mas tarde en 1906.

En el plazo de cerca de diez años que abarca este último período considerado hasta el centenario, la produccion ha seguido en aumento considerable porque precisamente se realizó el proyecto considerado anteriormente de transformar la Fábrica en parte en una fábrica de productos corrientes que abastecieran el mercado con los aceros comunes.

Las instalaciones diferidas en Rheinhausen lleváronse a cabo, eso sí que con proporciones mas considerables—puede decirse mas que el doble—que las proyectadas en un principio. Tan rápida fué la marcha de la industria en los últimos años que todo quedaba chico.

A los cinco hornos proyectados de 200 t. diarias de capacidad i 400 met. cúb. de los cuales se habian construido ya 3 en 1897 i 98 i dos hornos Martin de 25 t. dando principio así a la fabricacion de aceros que debian abastecer los hornos de crisoles, se vino a agregar el plantel de aceros Thomas con capacidad no ya para 500,000 t. sino 1,200.000 t. Se levantaron tres hornos altos de 450 a 500 t. de potencia diaria con 600 m. cub. de capacidad. Inmediata a ellos se erigió una cokeria de 60 hornos con capacidad para 200,000 t. de coke al año. Cinco convertidores con 25 t. de capacidad, i un mezclador con 900 t. formaban el grupo de aceros Thomas i los hornos Martin se ensancharon con otros 3 hornos de 45 t., i la reconstruccion de los anteriores que fueron aumentados hasta la capacidad de 35 t.

Existe una central eléctrica de 5,000 H.P. En los talleres de laminacion hai máquinas de vapor de 16,000 H.P., para accionar los laminadores de 850 mm. Otra serie de motores de gas de gran potencia, de 1,500 a 2,600 H.P. acciona otros laminadores i máquinas soplantes. Se mezcla en ellos el gas de altos hornos con el de los hornos de las cokerías.

La capacidad efectiva durante el año 1911-12 del plantel Friederich-Alfred fué de 1.000,000 de t. de lingote cuya mayor parte se trasformó en acero Thomas i artículos manufacturados con él. El antiguo plantel de Johanneshuetten se cerró.

Nuevas cokerías se levantaron en las minas de Cárlos Aníbal i Emscher Lippe, i fué a pesar de todo necesario comprar mas coke en el mercado por que no da abasto la produccion propia.

Nuevas minas de hierro se adquirieron en Alemania en el Lahn, de minerales fosforosos i otros minerales con manganeso; se compraron minerales suecos fosforosos provenientes de Laponia.

Entre las fabricaciones nuevas que se agregan a las fábricas figura la de alambres en el plantel Federico-Alfredo.

El total de habitaciones en 1902 de 4,300 subió a 6,600 incluyendo 630 que se arriendan a otros propietarios.

Las habitaciones de las minas i fundicion Federico Alfredo era solamente 1,300 en 1902 i en 1912 pasarón a ser 3,100.

Tal es en resúmen el desenvolvimiento de esta poderosa empresa siderúrgica que ha acometido la produccion en vasta escala junto con la produccion de artículos especiales que reclaman un personal perfectamente adiestrado con una larga práctica. Las utilidades considerables que ha dejado esta última fabricacion es la que ha permitido ensanchar las instalaciones i realizar estaindependencia de los demas vendedores de materias primas necesarias para la marcha de la fábrica. Se ha verificado así una integracion paulatina de la produccion de la misma manera que se ha producido en los Estados Unidos de Norte América.

El 22 de Abril de 1903 se trasformó la fábrica en Sociedad anónima con un capital de 160,000,000 de marcos dividido en acciones de 1,000 mks. En 1906 se aumentó el capital con 20.000,000 mas i en 1908 se realizó un empréstito al 4% con un consorcio de banqueros por 50.000,000 que fué entregado por parcialidades.

En el primer consejo de administracion figuraban entre otros el Consejero Gustavo Hartmann, de Dresde; el Ministro de Estado Carlos von Thielen, el Consejero Judicial Augusto von Simson i el Banquero de Berlin Luis Delbruck.

La Sociedad tomó el nombre de «Federico Krupp» i su sitio social está en Essen.

La Compañía Gutehoffnungshuette

I. HISTORIA. ORÍGENES ÁNTES DE 1810

Los orígenes de la Cía. Gutehoffnungshuette se remontan a años anteriores aun a 1810 puesto que si bien su fundacion propiamente dicha data de esa fecha, no es ménos cierto que sus fundadores Jacobi, Haniel i Huyssen reunieron con anterioridad las tres pequeñas fundiciones denominadas

Antony, Gutehoffnung i Neu Essen para constituir la Compañía actual, que mas tarde se designó con el nombre que hoi lleva.

Dos de los pequeños talleres nombrados, Antony i Gutehoffnung, estaban instalados a la orilla del riachuelo Sterkrade para aprovechar su fuerza motriz. El valor en que se tasaron las tres propiedades fué de 46,000 Talers (1) para Antony: 10,000 para Neu Essen i 37,000 para Gutehoffnung vendida por la viuda Krupp.

La fusion, se efectuó en 1808 i se redujo a escritura pública el 5 de Abril de 1810.

La explotacion se hacia en aquellos años de minas superficiales situadas en los alrededores i se fundia con carbon de madera de encina i otras leñas que se pagaba a 1, 5 i 1,66 Taler las 250 libras. (Fass.)

El número de trabajadores alcanzó por esos tiempos a 30; con Antony solo en 1802 se produjeron 602,593 libras de fierro fundido en Antony i 420,195 en Gutehoffnung.

El valor de la produccion entre 1800 i 1808 se calcula en 72,626 Talers para los tres talleres.

II. DESARROLLO DE 1810—1855

Desde 1810 se construyeron dos altos hornos. Uno en Antony i otro en Gutehoffnung.

Los construidos en 1812 i 14 tenian ya una altura de 8,95 sobre el suelo. En 1810 la fundicion se limitó a Gutehoffnung.

La produccion de las minas fué como sigue en aquellos años:

1810.....	33,133	(quintales de 100 lb.)
1820.....	56,070	
1830.....	125,405	
1850.....	32,161	

pero luego se vió que convenia importar otra clase de minerales para mezclarlos, trayéndose éstos del Alto Rhin.

En 1835 la cantidad importada fué de 11,555 quintales

» 1845	»	»	»	12,483
» 1855	»	»	»	76,655

Las exploraciones infructuosas de minerales en las vecindades trajeron como resultado la adquisicion de minas de fierro en el Lahn en 1840 i otros distritos.

La produccion de lingote fué desde 1839-1841 de 31,306 quintales en término medio por cada año; en 1842 bajó sin embargo a 28,075.

(1) El Taler de Prusia vale 3 marcos.

La escasez de leña impedía desde 1840 la estension de los trabajos, por lo cual los directores de la Compañía se decidieron a probar la fundicion con coke fabricado con hulla de Westfalia, pero parece que sus resultados no correspondieron satisfactoriamente a las expectativas por lo cual se continuó en la forma anterior produciendo de 1854 a 1865 alrededor de 35,000 quintales anuales. En 1875 se apagó el último horno con carbon de leña.

Los productos se destinaban a la fabricacion de piezas fundidas en sus dos terceras partes i el resto a hierros forjados. Como los pedidos aumentaban la Compañía compraba lingotes a las fábricas del Rhin i otras veces en Inglaterra para transformarlos en productos elaborados. La fundicion de Gutehoffnung se dedicó así a la fabricacion de maquinaria mientras Antony se limitaba a la fundicion i venta de lingote i elaboracion de objetos usuales. Luego se introdujeron las reformas de fundir el lingote en hornos especiales (Cubilot, Kupolofen) a fin de obtener una mejor calidad, los hornos para la elaboracion del hierro forjado a martillo.

La produccion de este último en el taller de Neu Essen fué de:

1822.....	1,453	quintales
1832.....	4,550	»
1842.....	3,030	»

En 1830 se instaló el primer horno de Pudelar introduciendo la práctica inglesa en Oberhausen y fué acompañado de su taller de laminacion manteniéndole en parte con lingotes adquiridos en Inglaterra.

El empleo del carbon de piedra sólo habia dado resultado para la forja del lingote, puesta en práctica desde 1824, pero los ensayos para usar el coke en la fundicion directa de los minerales no vino a tener existencia sino en 1855.

Mientras tanto el negocio se desarrollaba bien con la produccion de los hornos de pudelar i subieron luego a 10 en 1840.

La construccion de los primeros ferrocarriles trajo una nueva demanda de fierro elaborado para rieles. Entre 1845 i 46 subieron los hornos al número de 46. Un taller de laminacion de rieles se instaló desde 1842, La produccion de 1852-1855 fué como sigue en quintales:

1852	101,714	rieles	57,904	barras	37,179	palastros
1853	135,072	»	96,919	»		
1854	rieles i barras en total		230,193		52454	»
1855	»	i	»	»	248,802	55147 »

Los productos de las otras fábricas consistian en cañones de hierro colados, calderas, planchas, balas i municiones.

El precio a que se hicieron ventas de rieles por aquellos años merece

mencionarse. Se vendieron para los ferrocarriles de Dusseldorf—Elberfeld, Colonia—Dusseldorf, etc., a 44 Talers las 1,000 libras.

En 1840 la fábrica ofreció al ferrocarril de Colonia una locomotora construida, con tender por 13,000 Talers, la que no fué comprada por esa empresa sino por la de Taunus en 11,000 Talers, a causa del prejuicio aun existente, que las buenas locomotoras debian venir de Inglaterra.

Una segunda locomotora se construyó en 1841 i la tomó el ferrocarril Dusseldorf—Elberfeld por 10,000 Talers. Era de tipo americano.

Estos ensayos no dieron buenos resultados económicos para la Compañía i resolvió fabricar ruedas, planchas i otros objetos para otras fábricas de material rodante.

III. SITUACION DE LA COMPAÑIA EN LA LUCHA SOBRE LA POLÍTICA ADUANERA DE 1842—1852

La lucha con la competencia de los productos ingleses i belgas que tenían mas grandes usinas i vendian a precios mas reducidos fué uno de los mas grandes escollos para el desarrollo de la industria. Los precios del lingote del Rhin fueron en 1840-41 i 42 en término medio de 22,5 Talers por 1,000, libras mientras el producto similar ingles valia en Ruhrort 16. El precio de los rieles descendió en 1843 hasta 36 i 38 Talers de 50 Talers que valia en 1839-40. La crisis repercutió hasta en las minas, hubo que despedir trabajadores, de los 10 hornos de pudelar sólo 6 estaban en trabajo en 1843.

Esto no tenia otro remedio que arbitrar medidas de proteccion aduanera. Trajo esto como consecuencia la oposicion de todos los industriales que pudelaban i laminaban el hierro, porque la disminucion de materia prima los perjudicaba en su fabricacion i sus contratos que se encontraban protegidos con un derecho para las barras de fierro de 1 Taler por quintal.

La compañía tomó parte en la discusion de estas medidas entre los que abogaban por combatir el impuesto, por cuanto estimaba que los hornos de lingote no podian producir la cantidad que exijia el consumo, tanto por falta de combustible adecuado como de minerales i que mas convenia desarrollar una industria en grande que diera ocupacion al mayor número posible de operarios, protejiendo decididamente el producto elaborado tal como las barras laminadas.

En contra de estas ideas se levantaron sin embargo los fuertes consumidores, compañías de ferrocarril i fabricantes que utilizaban los fierros i planchas ingleses.

Como medida de transaccion la compañía aceptó un impuesto moderado sobre el lingote.

Después de varias reuniones para llegar a un acuerdo se celebró una conferencia general sobre la Unión aduanera en 1843 en la cual se fijó en 1 Mk. por quintal el derecho al lingote, a las barras de 1/2 pulgada de sección arriba un derecho de 4 1/2 Mks., i a las de ménos de 1/2 pulgada un derecho de 7 1/2 Mks., por quintal. Estos derechos, sin embargo, se rebajaron un 50% para con la Bélgica a consecuencia del tratado de comercio de 1844.

Con esto la industria se levantó i el precio de los rieles subió en 1847 a 44-45 Talers, pero luego hubo nuevamente una crisis por los años 1848-50 induciendo a los fundidores a insistir en el alza de los derechos al lingote extranjero i a presentarse al efecto ante la Dieta de Francfort. Los fabricantes de fierro en barras i objetos manufacturados no los acompañaron en su petición, que no tuvo éxito.

La defensa de los intereses comunes habia estrechado los lazos de las buenas relaciones entre los productores, fundidores i fabricantes de objetos manufacturados trayendo esto como consecuencia la fundación en Dusseldorf en 1852 de la primera unión o sindicato de los mineros i metalurjistas del hierro que puede ser considerado como el antecesor o el origen de la Unión que existe actualmente i que ha dado tan buenos resultados.

Los grandes pedidos de rieles hechos por las compañías que se organizaron en aquel entonces i que se distribuyeron por cuotas entre los fabricantes del Rhin, indujeron tambien a éstos a constituir entre ellos un sindicato con sitio en Dusseldorf tambien desde el año 1850.

IV. PRODUCCION I ELABORACION DEL HIERRO DESDE 1855-1910

El desarrollo de la producción de productos elaborados desde 1810-1855 se habia efectuado sin efectuar un incremento considerable en la producción del lingote de manera que la compañía era tributaria del extranjero para cubrir el déficit de hierro fundido. Esta situación cambió en 1855 cuando se dirijieron los esfuerzos en el sentido de independizarse de esos mercados, una vez que se hubo resuelto la fundición con coke westfaliano.

Este adelanto quedó en evidencia en 1849 en la fundición Federico Guillermo de Mulheim i en la fundición Debillieux i C. 1850 en Berge-Borbeck.

Después de probar el material producido de este modo en esas fábricas, elaborándolo en sus talleres i constatando su buena calidad, la compañía se decidió a poner hornos para fundir con coke, instalando el primer horno en 1855. Las instalaciones se ensacharon hasta contar con seis hornos en 1863.

Un segundo ensanche tuvo lugar con la construcción de 4 hornos mas desde 1868 a 72 i el tercero i último ha tenido lugar en 1907 con las instalaciones del taller Oberhausen número 2 que comprende dos altos hornos.

La produccion se limitó a la fundicion de moldeo i al hierro pudelado desde 1855 a 72. En este año se instalaron los primeros convertidores Bessemer para fabricar el acero; en 1873 se fabricó el Spiegeleisen, en 1879 el hierro manganeso, en 1882 el acero Thomas o básico, en 1886 se fabricó lingote de hematitas i en 1904 lingote acerado (Stahleisen).

La produccion del taller Antony fué en término medio desde 1855 a 1860 de 20,000 quintales anuales mas o ménos. La fundicion de Gutehoffnung osciló en esos años de 37.700 (1855) a 17430 quintales (1863).

Con los progresos de la técnica hubo que abandonar procedimientos que quedaron anticuados. El hierro pudelado para rieles sufrió un golpe de muerte con la fabricacion de rieles de acero. Los últimos rieles de hierro forjado fueron fabricados en 1876. A pesar de que el precio de costo del hierro pudelado se habia conseguido rebajar de 66,53 Mks., en 1868 a 44,67 en 1886 para el hierro de grano fino i de 60,56 a 38,64 para las barras número 3, por tonelada, nada pudo impedir la sustitucion del hierro por el material superior: el acero.

Desde 1872 se instalaron 2 i despues 4 convertidores Bessemer. El año 1881-82 se fabricaron 83,200 toneladas de acero. Esos mismos años empezó en lucha con el acero Thomas cuyo precio de costo era mui inferior.

Los precios de costo eran en efecto: (costos directos.)

	Bessemer	Thomas
	—	—
1882/83	64.73 Mks	44.58
1890/91	58.51	47.80

La produccion del Bessemer cesó de hecho desde 1888.

La produccion del acero Thomas pasó enseguida de 18,200 toneladas a 277,000.

En 1878/79 se instaló el primer horno Siemens-Martin; el período de fijeza en la produccion de este tipo hasta 1895/96 es seguido por un período de aumento considerable en los años siguientes.

De 471,800 toneladas de acero bruto que se produjeron en 1908/909,30% correspondió al acero Siemens-Martin que se fabricaba en su mayor parte en Oberhausen.

La venta de productos laminados ha correspondido en cuanto ha sido posible a la produccion propia de lingote, sin embargo, en los cinco años que siguen a 91/92 la produccion de lingote fué insuficiente i debió adquirirse la materia en bruto. Los productos laminados subieron de 171,500 toneladas a 256,200 toneladas mientras la produccion para el consumo de la fábrica se mantenía entre 144,500 91/92 i 146,900 95/96.

La venta del taller de laminacion subió de este modo de 27,000 toneladas a 109,300 toneladas. En los últimos trece años la Compañía se ha esforzado

por suprimir la venta de los productos semi-manufacturados (mi-ouvrés) tratando de llegar al artículo propiamente manufacturado.

La producción de los talleres de laminación entre 55 i 63 fué:

1855	Barras i rieles	248.802 qqs.	planchas (palastros)	55.147 qqs.
1856	»	283.986	»	58.032 »
1857	»	304.652	»	55.167 »
1858	»	365.401	»	44.970 »
1856	»	278.247	»	37.650 »
1860	»	299.542	»	44.827 »
1851	»	322.035	»	43.959 »
1862	»	386.928	»	53.180 »

Los talleres de moldes para el fierro colado produjeron en esos mismos años de 21,746 qqs., a 19,213 qqs., anuales para la sección de Antony, i de 37,700 qqs. a 17,430 qqs., para Gutehoffnung.

La producción consistió para los primeros en cañerías, municiones de guerra etc., i para los segundos en piezas de maquinaria.

La sección de Antony se paralizó en 1876 durante la gran crisis de la industria del hierro, por producir demasiado caro.

En 1908/09 la producción total de lingote alcanzó a 310,000 toneladas, siendo de éstas 476,000 consumidas en los talleres de la propia fábrica para hacer artículos manufacturados.

En 1913 la producción pasó de 850,000 toneladas.

El acero en bruto producido en 1909 fué del tipo Thomas 316,070 tds.

» » » » Bessemer 155,000 »

El » esportado 33,000 »

La producción total de productos laminados en 1909 fué de 394,000 tds. distribuidas en la forma siguiente:

Material de ferrocarriles.....	131,200
Aceros perfilados.....	38,200
Alambres.....	34,100
Planchas i palastros.....	78,600
Barras de acero.....	80,500
Venta de productos semi- manufacturados....	33,200

En 1913 la producción de estos talleres alcanzó a 650,000 toneladas.

Las secciones de maquinarias i puentes hicieron.... 120,000 »

La sección anexada de Gelsenkirchen para fabricar alambres produjo..... 65,000 »

V. LA CRISIS ECONÓMICA I LA REFORMA ADUANERA DE 1879

Las tarifas aduaneras de 1844 habian permitido a la industria desarrollarse hasta el punto que desde 1871 a 73 alcanzó ésta su máximo de producción.

Desde 1867 a 73/72 pasó la producción de lingote de la compañía de 54,768 toneladas a 99,996 toneladas.

Este éxito industrial alentó a los libres cambistas a luchar por la supresión i rebaja de los derechos, lo que obtuvieron en 1873, en totalidad para el lingote i rebajado para las barras etc. Sólo quedaron gravados como antes los artículos finos, herramientas etc.

Estas medidas trajeron por consecuencia la agravación de una crisis que se preparaba. Los precios en efecto bajaron enormemente. Así la tonelada costaba:..... 1873-1874 1877-1878

rieles de acero Mks.....	303.30	147.45
barras i fierros perfilados.....	279.76	142.84
planchas de fierro.....	325.89	202.51

Esto se tradujo para la Compañía en reducción de su producción, del número de sus trabajadores i pérdidas materiales en la forma siguiente:

	<u>72/73</u>	<u>73/74</u>	<u>74/75</u>
1 Número de empleados i trabajadores.....	8455	7651	6498
2 Valor en Mks de productos fabricados.....	20,952,066	20.604,54	15.927,702
3 Estracción de hulla en t.....	241,119	281,747	325,802
4 Estracción de minerales.....	201,713	136,150	89,464
5 Producción de lingote en T.....	99,096	94,458	92,248
6 Pago de salarios i sueldos en 16 k.....	8.744,868	8.225,886	7.280,687
7 Utilidades líquidas.....	1.787,178	450,000	
8 Pérdidas.....			1.488,654

	<u>75/76</u>	<u>76/77</u>	<u>77/78</u>
1 Número de empleados i trabajadores..	6,287	5,775	5,750
2 Valor en Mks de productos fabricados	12.930,174	10.921,483	11.815,010
3 Estracción de hulla en t.....	340,269	358,053	358,949
4 Estracción de minerales.....	91,383	90,570	60,366
5 Producción del lingote en T.....	74,422	77,082	90,865
6 Pagos de salarios i sueldos en 16d....	6.851,759	5.200,615	4.645,592
7 Utilidades líquidas			
8 Pérdidas.....	1.146,521	1,130,488	886,624

Aunque la crisis no fué producida exclusivamente por las medidas aduán-
neras, la agravó de tal manera que no quedó otro recurso que restablecer
nuevamente los derechos desde 1879 en la forma siguiente: el lingote pagaria
10 Mks. por tonelada i las barras de acero 25 Mks.

Esta política que ha sido continuada desde entónces, junto con otras
sabias medidas, han permitido a la industria seguir desarrollándose en forma
segura i ha traído como consecuencia que las industrias mineras vinculadas
tan estrechamente a ella se hayan desenvuelto de igual manera.

VI. APROVISIONAMIENTO DE MINERALES 1855-1910.

Como quedó referido anteriormente la Compañía se hizo de propiedades
mineras de hierro en el Lahn, en el distrito de Siegerland, en el Rhin Central;
adquirió derechos a minas que se trabajaban en cantera en Holanda en 1858;
por último solicitó permiso que le fué concedido en 1854 para catear mantos
de fierro en las propiedades carboníferas ubicadas dentro de su concesion de
Neu-Essen siguiendo el ejemplo de otros propietarios que habian encontrado
una capa explotable en esos terrenos. (Blackband).

Desde 1856 a 57 se abrieron en Neu Essen cuatro puntos de explotacion
en seis pertenencias (I) (I-VI). La III i la V no se explotaron. En la VI se
encontró que el mineral era demasiado azufrado, pero servia para el pudelaje
i se abandonó dos años despues. Las principales fueron la II i la IV que se
trabajaron por piques. En 1865 la II dió 29,822 toneladas i la VI 30,293 to-
neladas.

Las cubicaciones cifraban en 10.487,670 toneladas de mineral crudo o
7.018,000 de toneladas de mineral tostado, las existencias de las minas con
lo que se tenia minerales para 71 años de trabajo en aquel entónces.

En aquella fecha se discutió la idea de trasladar la fundicion a Neu
Essen. Igualmente era mas fácil tambien el transporte a Oberhausen de los
materiales para flujos (caliza). Todo esto determinó la eleccion de Oberhausen
como centro metalúrgico.

Con estas propiedades la Compañía se independizó totalmente del mer-
cado de minerales, pero esta situacion no duró sino hasta 1872, año en que
el consumo de los talleres sobrepasó su propia produccion de minerales.

A pesar de nuevas adquisiciones en Hanover, de la explotacion activada
en Holanda i en el Rhin Central, las minas no daban abasto i la cuota en el
aprovechamiento total de minerales necesarios que fué de 93% del total con
las minas propias en 1872, bajó a 25% en 1890/91.

En la imposibilidad de dar mayor desarrollo a las propiedades mineras
hubo que decidirse a comprar minerales i como los de la Alemania central eran
fosforosos i no servian para fabricar el acero Bessemer, hubo que dirijirse al
extranjero. España fué el pais que proporcionó entónces la materia prima
necesaria.

En 1884/85 la importacion de estos minerales sobrepasó a la cuota correspondiente a los minerales alemanes que se consumieron en la fábrica.

El procedimiento Thomas que fué introducido en los talleres en 1882 permitió la adquisicion de las minas de fierro fosforoso de la Lorena i Luxemburgo. Los minerales de estas minas entran por fin en 1896 a formar parte del conjunto que emplea la Compañía constituyéndose la tercera etapa de la evolucion ocurrida en el aprovisionamiento de los minerales, siendo la primera el abastecimiento de las minas trabajadas a rajo abierto en Holanda etc., las de la Alemania Central i las de Neu Essen, la segunda la compra de minerales extranjeros que se desarrolló extraordinariamente i, por último, la tercera: adquisicion de las importantes propiedades de Lorena en el distrito de las «Minettes» adonde quedó trasladado el centro de gravedad de los aprovisionamientos. Estas propiedades se adquirieron poco despues de la paz de Francfort, en sociedad con la compañía Phenix de Ruhrort i comprenden 3,500 hectáreas. Otras las adquirió sola la Compañía i están cerca del Luxemburgo (Sterkrade-Anschluss). En aquellos tiempos poco valor tenian puesto que el fósforo las hacia inaprovechables pero despues tomaron gran importancia. Eso sí que como la lei era de 30 a 34% se necesitaba o recurrir a construir una via navegable hasta el Rhin, canalizando el Mosela i el Emscher hasta Oberhausen o bien rebajar las tarifas de los ferrocarriles que hacian prohibitivo el transporte de minerales a las usinas.

Esta rebaja se produjo en 1893 siendo de 12 hasta 15 Mks., por cada carro doble. Con esto las compañías Gutehoffnung i Phenix cobraron brios para llevar adelante las instalaciones para explotar las minas.

A pesar del rápido desarrollo de la produccion de minerales propios no ha sido posible independizarse del mercado extranjero. España i Suecia están en primera fila entre los paises importadores. En seguida vienen Grecia, Rusia, Italia, Turquía i el Norte del Africa (Arjel i Tunisia).

Como los minerales importados tienen mucho mejor lei (hasta 60%) resultó que en definitiva puede decirse que con respecto a la cantidad de hierro en lingote producido, las 2/5 partes provienen del hierro contenido en los minerales nacionales i las 3/5 partes provienen del de los minerales extranjeros.

Minas de caliza o caleras tiene varias la Compañía en Dornap i Dindenhausen. Igualmente es propietaria de minas de dolomia en Luntenebeck, o cerca de Elberfeld.

El consumo de minerales de hierro fué en 1908/09 de 932,000 toneladas.

La produccion en las minas de la Compañía fué de 425,000 toneladas.

De éstas, el distrito de las Minettes produjo 408,400 toneladas.

El mineral de hierro importado del extranjero fué de 488,000 toneladas.

El carbonato de cal consumido fué 212,000 toneladas. La dolomia 18,600 toneladas.

VII. APROVISIONAMIENTO DE CARBON I ESPLOTACION DEL CARBON 1855-1910.

La Compañía desde 1850 compraba el coke que necesitaba para su fundicion, pero se vió compelida a buscar una mina de carbon por las oscilaciones del precio que ese artículo tuvo desde 1852 adelante. Se debe al espíritu previsor de uno de los socios, Hugo Haniel, el hecho de haber adquirido las valiosas pertenencias carboníferas que rodean a Oberhausen. La pertenencia Concordia fué la primera que se abrió i explotó.

El pique número I de la pertenencia Oberhausen se empezó el primero de Marzo de 1854 i el II el primero de Setiembre de 1855. Los primeros carbones se estrajeron en 1857 continuando la explotacion en forma regular desde entónces.

Con la transformacion de la sociedad en comandita, Jacobi, Haniel i Huyssen en sociedad anónima en 1872, para la explotacion de Minas i Fundiciones, se dió comienzo al pique Osterfeld que es el principal de todas las minas.

La crisis de 1876 pilló pues mal a la Compañía porque con el bajo precio del carbon los fabricantes que no poseian minas podian defenderse en parte, pero aquellos que las trabajaban perdian dinero en las dos explotaciones: la minera i la fundicion. Sin embargo consiguió salvarse de esta mala situacion i sólo se retardó el desarrollo de las minas por algunos años.

Con la formacion en 1893 del sindicato de los carbones de Westfalia pudo encontrarse el capital suficiente para proveer a labrar los tres piques Sterkrade, Vondern i Hugo de las pertenencias de esos nombres, empezándose los trabajos en 1895 para Hugo, 1897 para Sterkrade i 1898 para Vondern.

Los terrenos arrendados en los alrededores de Oberhausen i Sterkrade comprenden 83.800,000 m. cuadrados.

Desde 1858 a 72 la Compañía hubo de comprar parte del coke que usaba. En 1872/73 alcanzó esta parte al 50% del total, limitándose a vender los carbones que no servian para la fabricacion del coke. Desde el 72 hasta 1904 la parte comprada disminuye continuamente. En 1904/05 la cantidad estraida i consumida es 1.233,634 i la comprada sólo 37,912 toneladas, vendiéndose una parte mas i mas considerable de la estraccion total, i llegándose por último a trabajar las minas para hacer en negocios de la venta al extranjero los carbones estraidos.

La cantidad de hulla estraida de las minas de la Compañía fué en 1908/09 de 3.011,000 toneladas.

La cantidad de coke fabricado, 703.000 toneladas.

En 1913 estas cifras son respectivamente 4.000,000 i 1.000,000 de toneladas.

La cantidad de carbon consumido por las Compañías fué en 1908/09 de 1.538,000.

La cantidad remitida al extranjero fué de 1.466,000.

VIII. TALLER DE CONSTRUCCION DE MAQUINARIA I PUENTES EN STERKRADE

A Franz Dinnendahl se le debe el servicio de haber introducido en la hoya carbonífera del Ruhr las máquinas a vapor de estraccion i agotamiento.

El construyó las primeras máquinas para las minas explotadas cerca de Essen i los primitivos dueños de la Compañía se entendieron con él para la construccion de los pedidos de maquinaria que se le hacian. Hasta 1819, por el espacio de 10 años se desarrolló la fabricacion de la Compañía limitándose exclusivamente a estos trabajos; pero desde esa fecha los dueños se decidieron a darle mas amplitud a esta seccion de su negocio i avisaron al público que se hacia cargo de toda clase de construccion de maquinaria a vapor para las minas o molinos agrícolas, para hilados etc.

Hasta 1826 se habian construido siete máquinas i desde entónces hasta 1836,43 mas, segun una nómina conservada por la Compañía.

Las construcciones eran de lo mas variadas: máquinas de estraccion i desagüe para minas, con las cuales consiguió sentar una acreditada reputacion en toda Alemania, maquinarias para talleres metalúrgicos como máquinas soplantes, para talleres de laminacion, máquinas a vapor para las industrias en jeneral, hélices, cadenas, molinos, calderas etc. Para muchas de estas fabricaciones hubo que traer operarios del extranjero especialmente de Inglaterra. A veces tambien debia importarse algun material, como piezas de máquinas de aquel pais.

Con la dotacion de obras para el agua potable de las grandes ciudades alemanas, la Compañía contrató el material necesario para este objeto. Las primeras grandes obras para Hamburgo, Colonia i Berlin las habian construido los ingleses, despues fueron ejecutadas por las fábricas alemanas, reconstruyendo la Compañía varias construidas por contratistas ingleses.

En seguida ha tratado ella de conservar su posicion adquirida en la fabricacion de maquinarias, especializacion en los tipos modernos de grandes motores de gas, turbinas de vapor, tubos-compresores, tubos-ventiladores etc., i dedicándose con predileccion a la construccion de maquinaria para los trabajos de minas i metalurgia.

En 1864 se anexó una seccion de construccion de puentes, despues de haber construido algunos pequeños entre 1856 i 63. Los primeros que salieron de sus talleres fueron el de Hoxter sobre el Weser para el ferrocarril del Leste. Tenia 237.75 metros de largo, 4 tramos con luz de 58.23.

El peso de la parte metálica era de 831 toneladas.

Dé este taller salieron los puentes mas grandes que se han construido sobre el Rhin, el Weser el Elba i el Weichsel i tambien diques flotantes, puertas metálicas para esclusas, tornamesas, armaduras para estaciones de fierro, para mercados, bodegas almacenes, maestranzas i equipos completos para piques.

El primer ingeniero contratado por la fábrica en 1820 fué el Inspector de minas Mesker, despues contó con los servicios de Fried, Kesten, Beiendorf, Hugo Jacobi, Theodor Lempe, Lindgens, Krehn, Bosse etc., que han contribuido a la buena reputacion de la Compañía.

IX. EL ASTILLERO DE RUHRORT

En Junio de 1816 llegó el primer vapor al Rhin que hizo la carrera de Rotterdam a Colonia, construido en Lóndres. En 1822 se fundó en Holanda la primera Compañía de navegacion que desde 1825 hizo la carrera del Rhin en la Prusia. En 1828 se constituyó por la Compañía en la Isla de Ruhrort un astillero para la reparacion i construccion de buques, segun el modelo de las obras análogas inglesas. El primer vaporcito listo en esos talleres fué «El Coblenzá» terminado el 12 de Junio de 1831. En los cinco años siguientes se construyeron dos mas. El precio de los tres alcanzó a 60,000 Talers.

Desde entónces siguió su curso la construccion de buques para tráfico fluvial construyéndose desde 1829 a 1899:

32 vapores para mercaderías i pasajeros.

24 vapores de ruedas.

5 vapores de hélice.

92 buques de hierro pequeños.

5 vapores para mercaderías.

4 vapores tipo Rinseeschiffe.

2 remolcadores a vapor.

32 pequeños buques.

I otros ménos importantes.

Con motivo de la competencia de los astilleros holandeses que trabajan con una mano de obra mui barata i se proveen de material ingles, belga i aleman en mui favorables condiciones, este taller no dejó utilidades i hubo que paralarlo en 1899.

X. EL PUERTO DE WALSUM

Las necesidades de movilizar las materias primas utilizadas en las fábricas i los productos terminados por la via fluvial del Rhin que es una de las superioridades de la industria de Westfalia, han motivado los afanes por perfeccionar en lo posible los medios de embarque i desembarque.

Los industriales del Rhin inferior pueden considerarse divididos en dos grupos:

Primeros. Los que están a orillas del Rhin i cuentan con puertos propios

sin necesidad de recurrir a las líneas férreas del Estado para comunicar sus talleres con el río efectuando ésta con instalaciones propias.

Segundos. Los que están situados tierra adentro i que necesitan valerse del ferrocarril del Estado para comunicarse con el Rhin por los puertos de Ruhr, Duisburgo i Hochfeld.

Al primer grupo pertenecen las compañías Phenix de Laar, Rheinische Stahlwerke de Meiderish, Deutcherkaiser (Thyssen) en Bruck Lausen i sus Altos Hornos en Duisburgo a orillas del Rhin. Al segundo pertenecen los Talleres Federico Guillermo (Cía. Alem. luxemsa), los talleres de Federico Krupp, la compañía de Bochum, la compañía Roesch, compañía Hörder, compañía Dortmund, tambien la Gutehoffnungshuette.

Las ventajas de los primeros eran evidentes. Esto indujo a Krupp a erijir nuevos altos hornos a orillas del Rhin en Rheinhausen i a construir un puerto propio. La compañía Gutehoffnung tenia una compensacion a su situacion interior con la vecindad de sus minas de carbon. Mas cuando se vió que por los años 90 se podia dar un gran desarrollo a la explotacion de carbon, las instalaciones se consideraron insuficientes. Tres soluciones se presentaban:

1. Union de los talleres con una via que iria de Oberhausen a un canal del Rhin a Dortmund.
2. Construcccion de un canal que iria del Rhin a Oberhausen desde Raar a Ruhrort.
3. Construcccion de un puerto propio en el Rhin i su union con un ferrocarril propio con los talleres.

Las dos primeras soluciones hubieron de desecharse por varios motivos i se adoptó finalmente la tercera, el permiso se obtuvo el 12 de Diciembre de 1902 i los trabajos duraron desde el 15 de Agosto de 1903 hasta a mediados de Febrero de 1905.

XI. CONSTITUCION I TRASMISSION DE LOS DERECHOS DENTRO DE LA SOCIEDAD

El capital primitivo de 78,167 Talers prusianos se distribuyó por iguales partes entre los cuatro socios primitivos Gerardo i Francisco Haniel, Gottlob Jacobi i Enrique Huyssen obligándose los socios a darse la preferencia para caso de enajenacion de su parte con el objeto de conservar la sociedad un carácter íntimo.

La muerte de Jacobi ocurrió en 1823 i la de Gerardo Haniel en 1834, sus sucesores entraron a distribuirse la cuota que le correspondió. La sociedad se dividió para este efecto en veinte partes i por compra de los derechos de algunos de los herederos por los demas socios se redujo el total despues a dieciseis partes.

Francisco Haniel murió en 1868 i Huyssen en 1870. Los herederos ha-

bian aumentado tanto que llegaban a ser con los demas socios 47. Esto los determinó a transformar la sociedad comercial en sociedad por acciones o anónima.

Este hecho ocurrió el primero de Enero de 1873, la sociedad se denominó Gutehoffnungshuette i su capital ascendió a 10.000,000 de Talers dividido en 10,000 acciones de 1,000 Talers.

Aun despues de esta trasformacion la sociedad debia conservar el carácter de una empresa de familia, las acciones no se llevaron nunca a la bolsa i con pequeñísimas excepciones éstas se encontraban, en el año del jubileo, cuando se celebró el centésimo aniversario, en las manos de los sucesores de los cuatro fundadores.

XII. ORGANIZACION DE LA ADMINISTRACION

El contrato de sociedad de 5 de Abril de 1810 estableció mui claras disposiciones para regular su administracion. El socio Jacobi hombre de experiencia en la industria fué encargado de la jestion del negocio, con un sueldo especial de 600 Talers anuales i derecho à una casa habitacion con luz, lumbre, botica, médico etc., pagado por la sociedad.

Un contador i un empleado se hacian cargo de la contabilidad i era examinada mensualmente por los socios que tenian el derecho de imponerse a diario de todo lo que ocurría en su negocio. En los casos extraordinarios las materias se discutian entre todos i la mayoría de éstos decidía.

Ninguno de los socios ni el administrador podian tener participacion en otros negocios de la misma índole, so pena de perder su parte.

Despues de la muerte de Jacobi, entró como director Guillermo Lueg en 1823 pero como no era socio se trasformó la administracion teniendo en ella participacion los dueños como co-directores turnándose entre ellos para este efecto i con un sueldo de 70 Talers mensuales.

En Noviembre de 1840, despues de la muerte de G. Haniel la administracion se trasformó nuevamente interviniendo en el Directorio representantes de cada sucesion en union de Lueg que conservó su puesto hasta su muerte en 1864.

En 1875 el sitio social se trasladó de Sterkrade a Oberhausen, despues de constituida la sociedad anónima en 1873.

Los descendientes de Lueg i Jacobi continuaron prestando buenos servicios a la sociedad, figurando como Presidentes de las mismas por muchos años. La mesa directiva la formaban en 1910 los Señores Pablo Reusch, el consejero de minas señor Enrique Mehner i Guillermo Habich.

XIII. DESARROLLO FINANCIERO

El total del fondo social de 78-167 Talers prusianos, se distribuyó asignando una cuota para la adquisicion de los establecimientos de Antony (San Antonio) i Neu Essen (Nuevo Essen), como tambien para pagar a la viuda de Krupp el de Gutehoffnung.

Cada socio tenia una cuota de 19,540 Talers i debia recibir por intereses de su parte anualmente mil Talers (moneda de cleves $\frac{5}{6}$ Talers de Prusia): si las ganancias pasaban de esta cifra se distribuia el resto en forma de dividendo, siempre que el negocio no exigiera esos fondos.

Desde el año 1818 empieza el negocio a dar buenas utilidades 17.7% o sea 13,790 Talers éstas se mantienen en forma un poco inferior hasta 1828 en que pasaron mucho mas allá de esta cifra (20,000). La cuenta corriente de la Compañía en el Banco de Colonia de A. Schaffhausen denota para aquellos años siempre fondos a su haber. Pero ya en 1829 cuando se construyó el taller de laminacion de planchas i el astillero de Ruhrort se necesitaron mayores capitales, del mismo modo cuando mas tarde en 1835 se instalaron los hornos para el hierro pudelado. Ya no bastaron las utilidades de los socios aportadas en forma de préstamos, hubo que reunir al crédito en cuenta corriente de los banqueros que prestaron hasta 93,000 talers en 1839. Tambien se tomaron en cuenta préstamos de particulares a causa del módico interes (4-4 $\frac{1}{2}$ %).

A pesar del aumento de la produccion las utilidades, sin embargo, no aumentaron proporcionalmente. En 1830 sólo llegaron a 10,000 Talers, en 1835, 14,000. Pero desde 1837 a 1846 llegaron en término medio a 18,000 Talers. Vino por esta fecha el período de desarrollo de los ferrocarriles i mas tarde la crisis del año 40 i se salvó felizmente. El año 1845 marca el apojeio de la industria de aquellos años, que sólo vino a declinar con la revolucion de 1848. Las deudas a los bancos se habian reducido entonces a 7,500 Talers, el interes de las deudas era sólo de 4%, a los socios sólo se les pagaba 5% por sus préstamos individuales.

Los dividendos llegaron en 1847 a 30,000 Talers. En cambio en 1849 fueron sólo de 8,500 i en 1851 de 21,500 Talers; nuevamente señalan una alza los años 1851 i 52 (34,000) i nuevo descenso los de 1853 i 54 (16,000 i 20,000).

En el año 1855 los socios se propusieron cuatro objetivos: proporcionar a las fábricas todo el lingote que ellas necesitaban fundiéndolo en sus propios talleres, aumentar la produccion i los trabajos de las minas de hierro, proveerse de carbon de minas propias i ensanchar los planteles de las fábricas de productos manufacturados. Para esto se necesitó organizar nuevamente la parte financiera de la Empresa.

Con este motivo se fijó el capital en 1.000,000 de Talers i se convino en

no repartir en adelante dividendos variables sino un interes fijo el 4 % sobre este capital. De este modo se llegó hasta 1873. Todos los años se distribuian 40,000 talers, ménos en 1867 i 72 en que no se pagaron intereses.

Esta política financiera que consultaba mas bien el interes del negocio que el interes personal de los socios aportó sumas considerables a la Empresa con las cuales tomó gran desarrollo.

Esto contribuyó a la fijacion de un capital demasiado alto cuando se formó la sociedad anónima por 30.000,000 de Marcos. Las minas no estaban aun desarrolladas i la Compañía sólo pudo pagar dividendos de 5% en 1872 i 73, pero ya en 1874 las ganancias sólo fueron de 450,000 Mks. debiendo los accionistas contentarse con 1%. Desde 1874 hasta 77/78 las pérdidas arrojaron saldo de 4.652,288 Mks; ademas habia deudas bancarias por 3.000,000 Mks.

Entre 1873 i 75 se contrató un empréstito casi en su totalidad suscrito por los accionistas de 10.000,000 al 5% para el desarrollo que las minas de carbon i ferrocarriles. Pero esto no bastó.

Para contrarrestar esta situacion se procedió con enerjía. Primero se rebajó el capital-acciones a 6,000,000 de Mks. de 30.000,000 para esto se hizo una nueva estimacion de todas las instalaciones i propiedades, se rebajó el valor de ellas que figuraba en los libros en la suma de 17.248,958 Mks. i el resto correspondiente a la rebaja del capital se empleó en extinguir la deuda de 4.652,288 Mks. que provenian de los ejercicios anteriores.

La Compañía que contaba en 1872/73 con 8,455 empleados i trabajadores i hacia negocios por 21.000,000 de Mks. al año no podia, sin embargo, soportar todavía la carga de pagar 5% sobre el préstamo de 10.000,000 que habia efectuado.

Se buscó pues la manera de convertir este pago obligatorio en un pago de acciones de preferencia. El 21 de Marzo de 1878 se acordó en junta jeneral lo siguiente: Las acciones antiguas representan 6.000,000 de Mks. i se designan con el nombre de acciones serie A, las obligaciones o bonos por 12.000,000 de Mks. se designan con el nombre de serie B i se trasforman en acciones preferidas que ganan el 5%, despues de pagados los intereses de éstas, la serie A ganará 4%. La ganancia líquida despues de satisfechas estas dos obligaciones se destinará a amortizar la serie B al tipo de 116%.

En caso de liquidacion la serie B tendria preferencia sobre la A despues de satisfechos los acreedores; nuevas emisiones de bonos de las propiedades no podrian acordarse sino con el consentimiento de los 3/4 de los accionistas de la serie B.

Estos acuerdos dieron un excelente resultado i constituyen la base del estado floreciente de la Compañía.

Hubo todavía algunos años malos que contemplar. En 1886 la serie B no recibió intereses, en 1887 sólo 2½%, pero ya de 1897 se amortizaron los primeros 1.500,000 Mks. de la serie B i el 1 de Enero de 1901 se habia amortizado totalmente los 10.000,000 gracias a circunstancias del todo favora-

bles. Para evitar la disminucion de capital que esto iba a ser como consecuencia se acordó emitir cada vez una cantidad igual de acciones de la serie A al mismo tipo de 110% para reponer las de la serie B amortizadas. Igualmente con las utilidades se fué constituyendo un fondo de reserva primero de 12.000,000 que mas tarde el 30 de Junio de 1901 alcanzó la suma de 23.500,000 de Mks. sobrepasando con mucho la cifra del capital social.

Con todo, en forma de dividendos se habia repartido ademas desde 1899 primero 15% a las acciones A, que alcanzó a 20% en 1900, i otro dividendo de 20 % que continuó desde esa fecha para todo el capital-acciones hasta 1908/09.

Para proveer a las instalaciones de los nuevos piques de las minas de carbon, Vondern, Hugo Sterkrade, como para construir el nuevo puerto de Walsun, para los ensanches de los Altos Hornos de Oberhausen número II, desde 1901 a 1909, se elevó el capital-acciones en 6.000,000 mas i se hizo un empréstito de 10.000,000 en 1907, emitiéndose el año 1909 los primeros 8.000,000 de Mks.

En 1909 por fin se elevó el capital social a 30.000,000 de Mks.

El valor de las ventas hechas por la Compañía en 1908/09 alcanzó a 77.019,000 Mks., i el valor de los impuestos pagados por la Compañía se elevó a 1.474,000 Mks.

XIV. EL PERSONAL OBRERO.

El personal obrero ocupado por los años de 1828 era de 279 trabajadores subiendo a 340 en 1832.

En 1843 puede estimarse el personal ocupado en 2,000 hombres.

En 1853 trabajaban en Gutehoffnung 626 i en 1854, 1,165 en el taller de laminacion de Oberhausen. En Antony la fundicion de hierro colado sólo ocupó 64 en 1855.

En 1864 las minas de carbon en Oberhausen ocuparon 940 operarios i las usinas metalúrgicas 650, el total, agregando los talleres de laminacion era de 1,225, así es que en conjunto cifraban el número de 2,815 trabajadores ocupados en Oberhausen solamente, agregando a éstos los que trabajaban en las minas de hierro en Antony i Neu Essen tenemos 2,000 trabajadores mas, esto es un total de 4,500 a 5,000 operarios.

En 1872/73 con el mayor desarrollo de los trabajos, la Compañía ocupaba 8,305 trabajadores sin contar empleados i la jente ocupada en las explotaciones de canteras.

Las estadísticas exactas datan de 1872 i dividen en tres grupos los trabajadores ocupados en las distintas faenas.

I. Personal ocupado en la produccion del hierro en lingote i talleres de maquinarias i laminacion.

II. Personal ocupado en las minas de carbon.

III. Personal ocupado en las minas metálicas i canteras.

Las cifras respectivas son en 1908/09.

Para el total.....	22,274
Para I grupo.....	9,878
Para II grupo.....	12,003
Para III grupo.....	393

En 1914 estas cifras ascienden en total a 29,000 mas o menos.

El número de habitaciones para obreros distribuidas desde 1840 en Sterkrad, Oberhausen, Osterfeld i Ruhrort alcanza a 2,220.

Los salarios pagados en 1908/09 ascendieron a 33.156,000 Mks.

La cuota de contribucion por seguros obreros conforme a la lei alemana se elevó a 2.007,000 Mks. en 1908/09 i las instituciones de beneficencia i de socorros mutuos recibieron 360,000 Mks. haciendo un total de 2.387,000 Mks.



Informe preliminar sobre los reconocimientos Jeoló-jicos de los Terrenos Petrolíferos de Magallanes del Sur.

(Conclusion)

La anticlinal del Rio Tres Puentes

En el curso del rio Tres Puentes, mas o menos 8 kilómetros al noreste de Punta Arenas, se conoce, desde varios años, en una caída de agua, una arenisca de grano grueso, densamente impregnada de petróleo. La arenisca petrolífera está situada a mas o menos 6 metros debajo del banco inferior de Ostras—véase la «Sucesion de las capas del Terciario»; informe de 1913—i se la puede perseguir, mas abajo de la caída de agua, en una estension de 60 metros. A 300 metros mas abajo de la caída, se observan débiles emanaciones de gases sulfhídricos en las grietas de capas situadas a una altura un poco mayor. A 1,000 metros mas abajo de la Mina Loreto, en el valle del rio de las Minas, he encontrado en las mismas capas indicios de petróleo i débiles salidas de gases sulfhídricos. Al sur del rio de la Mano, a 400 metros de distancia de la costa, he encontrado tambien, en el terreno perteneciente al Cónsul de Bélgica en Punta Arenas, indicios de petróleo. Co-

mo estos últimos se presentan en la misma capa tanto en el río Tres Puentes como también en el río de las Minas, parece que se trata también aquí de un horizonte petrolífero sobre un yacimiento primario, pero que pertenece al horizonte de las areniscas del Terciario. En el croquis adjunto se han marcado todos los indicios de petróleo que se encuentran en la superficie en los alrededores mas inmediatos de Punta Arenas, como también los que han sido puestos en descubierto por los sondeos allí practicados. Se han anotado también los yacimientos carboníferos con su rumbo e inclinación, con lo cual se indica ya en el croquis la estructura geológica de esta región. El perfil, dibujado a la escala 1: 10,000, representa claramente esta estructura geológica. La región del río Tres Puentes es ocupada por una anticlinal débilmente convexa. El brazo NE., es, con una inclinación media de 24° , el mas escarpado. El brazo SO. tiene únicamente una inclinación de 10° a 11° . El núcleo de la anticlinal cruza el curso del río Tres Puentes a mas o ménos 600 metros mas arriba de la caída de aguas. Sobre el brazo NE., he indicado 3 puntos para sondeos, pues en el terreno no se puede determinar exactamente las pertenencias de la Compañía Sudamericana de Petróleos. Estos puntos de sondeos se hallan en dirección perpendicular—N. 44° E.—al rumbo de las capas de areniscas en la caída de agua, en una distancia de 300 350 i 500 metros. En cada uno de estos puntos, las perforaciones cortarán a la arenisca petrolífera a mayor profundidad que el lecho del río Tres Puentes. Sobre el brazo SO., de la anticlinal, el punto de sondeo se halla a 600 metros de distancia del núcleo anticlinal, en dirección perpendicular al rumbo de las capas. Junto a la caída de agua misma, las capas están desviadas por una falla de 1,50 metros de altura. Esta falla, por no tener importancia, no se marcó en el perfil.

La figura N.º 10 muestra la caída de agua con la arenisca petrolífera, marcada sobre el papel transparente con líneas rojas. El banco de Ostras aflora en el punto mas alto de la caída de agua. Las figuras 11 i 12 reproducen el interior del pozo de 5 metros de profundidad que se encuentra en la parte inferior de la caída, en el punto donde se puede ver la escala en la figura 10. Las canales de escurrimiento, de color brillante claro, al lado de los martillos en las figuras 11 i 12, indican los puntos en los cuales el petróleo sale de la arenisca.

La anticlinal de Tres Puentes, a causa de su extensa longitud, tiene una importancia mui especial. He podido seguirla, con un rumbo N. 50° , casi constante, a través de toda la península Brunswick, hasta el Seno Otway. Al oeste de la cadena de montañas que constituye el divorcio de las aguas entre el estrecho de Magallanes i el Seno Otway, en los dominios de la Estancia Mina Rica, predomina en el curso superior del río de los Patos una inclinación hacia el SO., mientras que en el segundo Chorrillo la inclinación es débilmente al NE. El núcleo de la anticlinal está ubicado entre ámbos ríos. En el Seno Otway, el núcleo se encuentra un poco al sur del

rio de los Patos, donde, en la vecindad de la costa, emanan tambien gases de hidrocarburos. En la Isla Riesco, parece que la anticlinal del rio Vaquería es la continuacion de la de Tres Puentes; en el núcleo de aquella, como ya se dijo mas arriba, emanan tambien de esos gases, en cantidad nada despreciable. Hacia el SE., en la Tierra del Fuego, la rejion del Cabo Boqueron parece pertenecer a la continuacion sureste de la anticlinal de Tres Puentes. Junto al Cabo Boqueron, se presentan indicios mui pronunciados de petróleo. Existe allí una intensa emanacion de gases hidrocarburos, acompañados a veces de gases sulfhídricos. Ademas, se presentan aquí en el horizonte de las margas, areniscas calcáreas que contienen gotas de petróleo. En el presente año, inmediatamente al este de la fuente gaseosa del Cabo Boqueron i en un trecho de varios cientos de metros, se vararon en la costa algas marinas envueltas por un petróleo espeso de color pardo-oscuro. Las envolturas de petróleo eran de bastante grueso. El petróleo sólo puede provenir de una emanacion petrolífera nada despreciable, situada bajo agua en la pendiente de la costa.

Por consiguiente, sobre la anticlinal de Tres Puentes i su probable continuacion en la Isla Riesco, en direccion hacia el NO., i en la Tierra del Fuego hacia el SE., se encuentran frecuentes e intensos indicios de petróleos. Las perforaciones en esta anticlinal en la península de Brunswick, es probable que corten primeramente una capa petrolífera en el horizonte de areniscas i a mayor profundidad en el horizonte de margas.

Si en esta rejion se hallara petróleo en un sondaje, se descubriría una vasta zona petrolífera. La indicacion de nuevos puntos de sondaje en esta rejion, seria entónces cuestion de una labor de pocos dias.

El sondaje en el valle del Rio de las Minas

Mas o menos a 1,500 metros aguas abajo de la desembocadura del Chorrillo Lynch, en la orilla izquierda del rio de las Minas, la Compañía Sudamericana de Petróleos ejecuta una perforacion, que a fines de Junio de 1916 habia alcanzado ya una profundidad de 810 metros.

Como la coleccion de muestras ha llegado sólo hace algunos dias, no ha sido posible examinarlas detalladamente i confeccionar un perfil exacto del sondaje. Es por esto que a continuacion sólo mencionaré los resultados mas importantes.

A los 181 metros, el sondaje deja el horizonte de la arenisca del Terciario i se encuentra en el de margas, desde esta profundidad.

A 270 metros, se produjeron por primera vez, débiles emanaciones gaseosas.

A 305 metros de profundidad, se observaron por primera vez telas de petróleo sobre el agua de inyección.

A 370 metros se anotaron telas de petróleo i una grasa negra.

A los 454 metros telas de petróleo i gas.

A 500 metros de profundidad se aisló un horizonte de agua por la columna de tubos de seis pulgadas. Tapado este horizonte de agua, ya no se encontraron otros. Las tapaduras del horizonte de agua, como se comprobó varias veces en mi presencia, han sido bien ejecutadas.

A los 570 metros, telas de petróleos i grasa negra.

A los 604,50 metros tuvo lugar una violenta erupción de gas, que arrojó a 0,50 hasta 0,60 metros de altura el agua contenida en el pozo.

A 626 metros, margas calcáreas con fósiles i varios pedacitos de asfalto de 3 mm. de grueso.

A los 667 metros, fuerte erupción de gas.

A 695 metros. A partir de esta profundidad, las erupciones de gas han sido constantes hasta el fondo actual.

A los 802 metros, la columna de tubos de 5 pulgadas cierra herméticamente la roca. A partir de esta profundidad, se ha continuado la perforación con 4 pulgadas. Las emanaciones de gas han aumentado en tal forma en el último tiempo, que se está pensando en aprovecharlo para calefaccionar el caldero.

Como la columna de tubos cierra herméticamente el terreno a 802 metros de profundidad, persistiendo, sin embargo, las emanaciones de gas, que en el último tiempo han aumentado aun en intensidad, queda demostrado que los gases emanan del fondo del pozo. Por consiguiente, a 802 metros de profundidad existen todavía fuertes indicios de petróleo. La arenisca petrolífera en el horizonte de margas, que he encontrado junto al río Canelos, aun no ha sido perforada, como se comprueba con las muestras de sondaje que hasta los 799 metros de profundidad, he tenido a la vista. De la circunstancia de que los gases aumentan en forma nada despreciable a grandes profundidades se puede deducir que a mayores honduras existen depósitos de betúmen. Por consiguiente, se hace necesario continuar la perforación.

En cuanto a lo que respecta a las telas de petróleo i a la grasa negra que se encuentran constantemente sobre el agua de inyección desde los 570 metros de profundidad, no se le debe asignar aun una gran importancia, porque, a pesar de los minuciosos estudios que practiqué en varios cientos de trocitos de rocas extraídos del pozo desde los 660 metros de profundidad, no se pudo encontrar ni una sola gota de petróleo. Pero como las telas de petróleo i la grasa negra se presentaban en bastante cantidad, aun cuando no se interrumpía el trabajo, i eran acompañados de erupciones gaseosas

es, sin embargo, probable que ellas provengan parcialmente de las capas hasta ahora atravesadas.

La figura N.º 13 muestra la instalacion de sondeo en la ladera del valle del rio de las Minas. Las figuras 14 i 15 reproducen llamas de gas, de mas o ménos 2 metros de altura, gas que fué inflamado al estraerse la cuchara de los 713 metros de profundidad. La figura N.º 14 representa la llama estando la cuchara inmóvil, i la N.º 15 miéntras ésta última está en rápido movimiento. Ambas fotografías las tomé de dia; llamo ademas la atencion hácia una vista que la compañía Sudamericana de Petróleos publicó en su último informe anual, entre las páginas 10 i 11, fotografia que yo tomé durante la noche. Por la nitidez con que se presenta la llama del gas, se puede deducir la intensidad de la luz, el tiempo de esposicion de la placa fué de $1/5$ de segundo.

Antes de poner término a estas esposiciones, quiero manifestar, que esta es la mejor de las perforaciones ejecutadas en Magallánes. Los libros de sondajes son completos i llevan anotaciones críticas. La coleccion de muestras es mui variada i conservada reglamentariamente. El Jeólogo examinador, puede, pues, en cualquier momento, formarse un cuadro exacto sobre el estado actual de los trabajos. Trabajos de esta naturaleza suministran siempre valiosos resultados para el conocimiento de una rejion.

El presente informe demuestra cuán necesario i conveniente ha sido el reconocimiento jeológico de la rejion Magallánica. Miéntras que todas la perforaciones anteriores, ejecutadas sin un reconocimiento jeológico previo, no han dado resultado alguno que valga la pena de ser considerado, los primeros sondajes practicados a raiz de breves investigaciones jeológicas, han dado, por el contrario, resultados de bastante importancia. Por consiguiente, conviene i es de mucho interes para toda la Nacion, que se continúen sin interrupcion los reconocimientos jeológicos, pues sólo así se puede esperar que las probables riquezas naturales del pais, puedan, en tiempo no lejano, ser aprovechadas. Pero, si los trabajos dieran un resultado negativo, se evitaria la pérdida de fuertes capitales en esploraciones arriesgadas.

Conclusiones

1. La existencia de yacimientos petrolíferos queda absolutamente comprobada. Pero, con esto, en ningun caso se comprueba tambien que los yacimientos petrolíferos son explotables. Pero por otra parte el gran número e intensidad de los indicios de petróleo, hacen concebir la esperanza de que tambien esta cuestion sea résuelta favorablemente en el porvenir. Hasta la fecha, aun no se puede emitir una opinion segura sobre el valor industrial de los yacimientos petrolíferos de Magallánes.

2. Se encontró el yacimiento primario de petróleo—las areniscas petrolíferas, que pertenecen al horizonte de las margas.

3. En el horizonte de las margas existen dos mantos petrolíferos.

4. Indicios hacen probable la existencia de un tercer manto petrolífero en el horizonte de las margas.

5. Indicios de petróleo,—como petróleo, gases hidrocarburos i gases sulfhídricos—existen casi exclusivamente en la cresta de anticlinales o en la vecindad inmediata de ella, como lo comprueban los perfiles de la Isla Riesco E. F. el perfil de Rio Canelos—Rio Amarillo C. D. i el perfil del Rio Tres Puentes.

6. Se ha fijado: tres puntos para perforaciones en la Isla Riesco; Cuatro en la rejion del rio Tres Puentes. Uno en la rejion del rio Canelos.

DR. JOHANNES FELSCH.

Jeólogo del Ministerio de Industria i Obras Públicas.

Santiago, el 29 Julio de 1916.

Vº Bº.

Dr. E. Maier

Director del Servicio Provisorio de Estudios Jeológicos.

3 de Agosto 1916.



Indicios de petróleo en Magallanes del Sur

Impregna- cion de petró- leo	Gases de hidro- carburo	Gases sulfhídri- cos	Horizonte de margas	Horizonte de areniscas Mioceno	LUGAR		
*	0	+	I		Boqueron	1	
...	0	...	I	...	Canal Whiteside	2	
*	...	...	I	...	Río Canelos lado sur	3	
...	0	...	I	...	Río Canelos lado norte	4	
...	0	+	I	...	Quemas Malas	5	
*	0	...	I	...	Quemas Malas 600 m. al N.	6	
*	0	...	I	...	Quemas Malas 2 000 m. al N.	7	
...	0	+	I	...	Lechería Sur	8	
*	...	...	I	...	Río Tres Brazos	9	
...	0	...	I	...	Chorrillo Vitrac	10	
*	...	...	...	I	Río de la Mano	11	
*	0	...	I	...	Río de las Minas	12	
...	0	...	...	I	Punta Arenas Muelle	13	
...	0	...	...	I	Tres Puentes desembocadura	14	
*	...	+	...	I	Tres Puentes	15	
...	0	...	...	I	Seno Otway entre rio de Los Pa- tos i rio Mina Rica	16	
...	0	...	...	I ?	Pecket Harbour	17	
...	0	+	I	...	Isla Riesco { Entre Punta Rocallosa i Mina Magdalena	18	
...	0	...	I	...		19	
*	0	...	I	...		Entre Mina Magdalena i rio Palo	20
...	0	...	I	...		3 000 m. al este del rio Palo	21
...	0	...	I	...		1 800 m. al oeste del rio Vaquería	22
...	0	...	I	...	Rio de los Leones al oeste del rio Pérez	23	
			17	6	Suma jeneral		
9	19		7	2	Impregnacion de petróleo		
Suma	jeneral.		15	4	Gases de hidrocarburo		
		5	4	1	Gases sulfhídricos		

La importancia actual del Tungsteno iguala a la del oro en 1849

Traduccion

La palabra tungsteno es de oríjen sueco i significa «roca pesada», nombre que, segun el «Mining American», es mui apropiado para un metal cuya identidad se mantuvo en el misterio hasta los últimos años del siglo XVIII.

Tungsteno es una palabra casi mágica; significa para el minero actual lo que para el minero del 49 significaba el oro. Hace unos cuantos años era despreciado por los mineros dedicados a la explotacion del oro en el Distrito Boulder, Colorado, i se le esquivaba siempre que era posible, por el hecho de que disminuia el valor de los concentrados. En esto su historia es semejante a la de otros dos metales—en el gran yacimiento de Comstock, en Nevada, donde los primitivos mineros despreciaban el sulfuro negro de plata, teniendo un valor de varios miles de pesos por tonelada; i en Leadville, en cuyos laboríos apénas inaugurados los carbonatos de plomo entorpecían grandemente los trabajos de los placeres. La plata produjo millones a los mineros de Comstock, produciendo los mismos efectos los contenidos de los carbonatos de plomo en Leadville; i no es de dudar que el tungsteno proporcione otro tanto a sus productores.

Los principales minerales del tungsteno son la scheelita, la wolframita, la ferberita i la huebnerita.

Póngase un poco de mineral finamente triturado en una vasija de porcelana o en un tubo de ensayes con una mezcla de cuatro partes de ácido clorhídrico i una parte de ácido nítrico, dejando hervir la mezcla unos veinte minutos. Si el mineral contiene tungsteno aparecerá el polvo amarillo del trióxido de tungsteno, i añadiendo un trozo de estaño o zinc i efectuando la calefaccion, la solucion se volverá azul.

Tambien puede mezclarse un poco del mineral finamente triturado con diez veces su volúmen de carbonato de sodio, calentando la mezcla fuertemente en una cuchara de hierro o en un crisol, hasta que esté completamente fundida. Se muele este producto, se le somete a una ebullicion fuerte en una pequeña cantidad de agua hasta que esté bien disuelto, i despues se filtra. Se divide la solucion en dos partes iguales, agregando ácido clorhídrico concentrado en exceso a ámbas partes. Se hierva la primera parte unos cuantos minutos, agregando zinc o estaño. Un color azul que se produce en la mezcla i que se convierte en café oscuro si se prolonga la ebullicion, es el que indica la presencia del tungsteno. Se hierva la otra parte

durante varios minutos, i si presenta polvo amarillo, fíltrese i lávese el residuo con agua. Despues se agrega amoníaco fuerte, i si el polvo amarillo se disuelve, el polvo es trióxido de tungsteno.

Cuando, a pesar de haber efectuado los esperimentos anteriores sin ningun resultado, se crea que el tungsteno existe en el mineral, entónces habrá que triturar mayor cantidad de éste finamente, concentrarlo por medio de panes, i en este estado efectuar los esperimentos.

El metal es prácticamente insoluble en todas las sales comunes. Su punto de fundicion es a los 3117°C. , que es el mas alto conocido hasta ahora en los metales. La esposicion a la atmósfera no lo afecta en ningun sentido. Su capacidad de tension excede a la del hierro i a la del níquel i es tan dúctil que puede ser batido en alambres mas delgados que cualquiera otro metal conocido, reteniendo al mismo tiempo su notable tenacidad i flexibilidad.

Los usos mas jenerales a que se le destina en la actualidad son: la manufactura de herramientas de acero, el reforzamiento del material de que se construyen los cañones de gran calibre, el endurecimiento en las láminas para armaduras i blindajes i las puntas de los proyectiles de gran penetracion. Se cree que una máquina cortadora de metal equipada con acero-tungsteno, puede rendir el trabajo de cinco maquinarias equipadas con herramientas de acero carburado. Como liga en el acero, el tungsteno se aplica en diversas proporciones; para hojas de sierra, de 1 a 2%; para herramientas de alta velocidad, empleadas para trabajar los metales, de 16 a 20%. Los taladros de liga de tungsteno i acero, reteniendo como retienen su temple al rojo, pueden manejarse a una velocidad muchas veces mayor que los taladros de acero carburado, i, por lo tanto, su uso proporciona una gran economía en los costos de las labores. El acero de tungsteno se endurece por sí mismo.



Petróleo del Perú (*)

De la memoria presentada al H. Congreso por el ex-Ministro de Fomento, señor ingeniero Francisco Alaiza i Paz Soldán, reproducimos el capítulo concerniente a la industria del petróleo, que contiene valiosos datos acerca de ese producto mineral, desconocido ántes de ahora.

SUMARIO

Importancia industrial del petróleo.—Estraordinario aumento del consumo.—Produccion mundial anual.—Condicion legal i precios en diferentes paises.—Trust de la «Standard Oil».—Sus utilidades.—yacimientos petrolíferos nacionales.—Su produccion por años de petróleo bruto, bencina, gasolina, kerosine, lubricantes, etc.—Refinerías nacionales.—El 96% de nuestra produccion se halla en manos de tres compañías inglesas.—Esportacion del petróleo peruano a California.—Importacion de residuos de petróleo americano como combustible.—La Compañía Nacional de Vapores consume residuos pesados de California.—Petróleo desbencinado i bencina en bruto.—Produccion i rendimiento de los pozos.—Profundidades productivas.—«London and Pacific Petroleum Co.»—«Lobitos Oilfields Co.»—«Lagunitas Oil Co.»—Su produccion, capitales invertidos, utilidades, pozos, precios de venta, etc.—Establecimiento de Zorritos.—Calidad del petróleo peruano.—Es uno de los mejores del mundo.—Factores favorables.—La «Standard Oil» controla gran parte de nuestra produccion.—Gravámenes que pesan en otros paises sobre esta industria.—Fracaso de la espropiacion de los yacimientos petrolíferos en México; provoca la actual crisis interna.—Impuesto proyectado en el Perú; es equitativo.—Su rendimiento probable en el presente i en el futuro.—Conveniencia de reservar la zona petrolífera del norte.—Su esplotacion por una Compañía Nacional o por Empresa extranjera con participacion del Estado en las utilidades.—Bases presentadas al Congreso para contratar con capitales americanos.—Sus ventajas.—Conveniencia de su aprobacion.—Suspension de denuncios i tramitaciones petrolíferas.—Perjuicios irrogados al fisco.—Necesidad de adoptar una solucion.—Levantamiento de un plano catastral.

En la época actual el petróleo constituye uno de los productos mas notables del mundo industrial, tanto como agente de fuerza motriz cuanto por sus numerosas aplicaciones que estienden constantemente su radio de accion presentando un porvenir de lo mas halagüeño.

IDEAS JENERALES.—CONSUMOS.—PRECIOS.—LA «STANDARD OIL»

Hasta 1870 el consumo del petróleo era mui limitado ascendiendo sólo a 700 mil toneladas anuales. A partir de esa fecha principió a acentuarse su gran importancia en la industria; el consumo se elevaba en 1880 a cuatro millones de toneladas, habiendo alcanzado en 1913 a la enorme cifra de 44 millones.

(*) Reproducido de «Informaciones i Memorias», Lima.

Los ferrocarriles norte-americanos que ya consumían en 1906 unos 16 i medio millones de barriles de 72 litros, elevaban esta cifra a 20 millones en 1909 i en 1911 a 28 millones, sucediendo algo análogo en Méjico, Argentina i Japon.

Su empleo en la marina mercante i de guerra crece anualmente en proporciones gigantescas. En 1911 la marina de guerra de los Estados Unidos del Norte quemaba 15 millones de barriles i 21 millones en 1912. Su uso se ha acrecentado notablemente con el perfeccionamiento de los motores livianos de explosion tan usados hoi en los submarinos, automóviles, avia- cion, etc., los que unen a su gran poder i rendimiento su pequeño peso i reducido volúmen.

De los 44 millones de toneladas que fué la produccion mundial en 1913, los Estados Unidos del Norte contribuian con cerca de las dos terceras partes i Rusia con casi el 20%. En la célebre rejion petrolífera de Bakú, en el Cáucaso, se inician ya signos de agotamiento despues de largo período de intensa esplotacion. La mayor parte del petróleo Norte-americano proviene de California, cuyo descubrimiento data de mui corto tiempo.

El poderoso trust americano conocido con el nombre de la «Standard Oil» controla el 90% de la produccion de aquel pais i por medio de sociedades subsidiarias estiende su control en el mundo entero: Europa, Asia i hasta entre nosotros en forma indirecta. La Compañía holandesa «Royal Dutch» habia dominado casi por completo en Asia pero gradualmente va cediendo terreno ante el empuje de su formidable rival. En Alemania ejerce la «Standard» un verdadero monopolio contra el cual han tratado de luchar infructuosamente varias empresas particulares, hasta el punto que el propio gobierno imperial ha pensado establecer un control del estado para librarse de tan peligrosa tutela, la misma que se estiende a las cuencas petrolíferas de Grecia i Servia. Como se verá mas adelante, la «Standard» ejerce control en forma indirecta sobre la casi totalidad de nuestra produccion. Las utilidades netas de esta Compañía, segun informacion oficial de 1912, han ascendido al 22% de su capitalizacion.

Siendo el petróleo un producto compuesto de sustancias diferentes que se hallan en proporciones mui diversas, su precio es mui variable de una rejion a otra, pudiéndose afirmar que no existen dos zonas que produzcan petróleo de la misma calidad; i, por tanto, de igual valor. El mas valioso, en tésis jeneral, es el que contiene mayor cantidad de productos lijeros, los que se estraen por destilacion fraccionaria obteniéndose la gasolina, bencina, kerosine, etc. Damos a continuacion algunos precios medios de petróleo bruto por tonelada en soles de 24 peniques.

En los EE. UU. del Norte

1903.....	\$	5.50
1904.....		6.00
1905.....		6.40
1906.....		7.00
1907.....		10.80
1908.....		13.60
1909.....		15.00
1910.....		17.60
1911.....		20.00
1912.....		21 a 25
1913.....		36.00

Los precios medios en Rusia han sido:

1900.....	\$	15.00
1907.....		21.00
1908.....		22 a 24
1909.....		24.00
1912.....		26.00
1913.....		26.00
1914.....		28 a 40

En Galitzia (Austria)

1908.....	\$	3.50
1911.....		20.00
1913.....		25 a 28

En Rumania

1913.....	\$	20.00
1914.....		32.00

La bencina cruda \$ 60 a 70 por tonelada en 1914.

En Rumania, país que constituye uno de los grandes centros de producción, el petróleo de Bana cuya riqueza en sustancias volátiles lo hace muy apreciable, se ha cotizado en 1913 a \$ 40 la tonelada. El petróleo peruano tiene gran analogía con el rumano.

Estas cifras demuestran que, no obstante, la enorme producción actual los precios del petróleo en el mundo entero van subiendo en rápida progresión, no indicando nada que este aumento se detenga por ahora.

YACIMIENTOS PETROLÍFEROS NACIONALES.—ÁREA QUE ABRAZAN

La riqueza petrolífera del Perú se halla encerrada en la porcion litoral de los departamentos de Piura i Tumbes, no mencionando la provincia de Huancané, no obstante la existencia de petróleo demostrado en varias perforaciones. Los yacimientos mas ricos e importantes se encuentran ubicados en la provincia de Paita, los que forman la continuacion de los existentes en la provincia de Tumbes.

Se puede dividir el total de los terrenos petrolíferos del litoral en dos zonas, una situada al norte del rio Chira i otra al Sur. La primera es la mas importante, pues en ella están radicadas las empresas en actual produccion; en la segunda sólo se han practicado algunas perforaciones i reconocimientos, que han revelado la identidad de su constitucion jeológica con la del norte, suponiéndose fundadamente que tambien sea petrolífera.

La longitud de la zona norte es de 220 kilómetros, medida sobre la costa desde la boca del rio Chira hasta Puerto del Salto en los confines del Ecuador. Su ancho se halla comprendido entre el litoral i las cadenas de cerros llamadas «Los Amotapes» al pié de los cuales se encuentran los yacimientos de «La Brea» i «La Breíta», siendo de 25 kilómetros por término medio, el que se reduce en pequeños trechos a 18 i 20 kilómetros. Se puede considerar que el área de la zona petrolífera del norte es de 4,475 kilómetros cuadrados, próximamente.

No es posible establecer con igual aproximacion los límites de la zona sur, desde que no se conoce el término de la formacion terciaria petrolífera en la parte meridional, ni existe al este representante de la cadena de los Amotapes que, como he manifestado, fija el límite oriental de la zona del norte. Los reconocimientos hechos se han limitado a los terrenos litórales situados en las proximidades norte i sur de los cerros «Illescas». Adoptando una apreciacion conservadora fijaremos como límite meridional el lindero con el departamento de Lambayeque, lo que daria una longitud de 235 kilómetros en la direccion de la costa. Habiéndose constatado la existencia, en el corte de Marcavilca de terrenos terciarios semejantes a los de la zona norte, esto es, a la altura de Sullana i a 45 kilómetros del mar podemos fijar un ancho medio de 25 kilómetros a la zona del sur, en cuyo caso el área de ésta seria de 5,375 kilómetros cuadrados.

Podria suceder, i es mui probable, que el ancho que hemos supuesto sea mui reducido i que la formacion terciaria se estienda por el este hasta los cerros que forman el término de los despoblados de Piura i de Olmos; en tal caso, el ancho de la zona variaria entre 45 i 100 kilómetros, dando una área de 13,625 kilómetros cuadrados. Caso de existir petróleo tan al este debe hallarse a grandes profundidades.

Mas del 90% del petróleo nacional se produce en la zona comprendida entre el rio Chira por el sur, i por el norte una línea que partiendo de las proximidades del cabo Blanco se estiende de oeste a este. Al norte de esta línea, esceptuando el área relativamente pequeña que existe entre Malpaso i Sechurita, en donde se halla Zorritos, se han efectuado algunas perforaciones hasta de 900 m de profundidad sin haberse hallado arenas petrolíferas. En la quebrada Grau, en Grillo, en Bocapan i en Cardalitos las pocas perforaciones ejecutadas no han dado hasta hoi resultados satisfactorios.

Existen claros indicios jeológicos que demuestran la existencia de cuencas petrolíferas al sur del rio Chira, aunque no se han realizado hasta hoi cateos formales.

La produccion de petróleo nacional está en manos de cuatro compañías, una nacional de don Faustino G. Piaggio que explota «Zorritos», i tres compañías inglesas la «London and Pacific Petroleum Co.», la «Lagunitas Oil», cuya produccion es absorbida por la anterior a la que subarrienda 260 pertenencias ubicadas en la hacienda La Brea; i la «Lobitos Oilfields». El 96% de nuestra produccion se debe a estas firmas que se encuentran ligadas entre sí. Mas adelante daré algunos datos a este respecto.

PRODUCCION NACIONAL

La produccion nacional se divide en tres partes, una se vende directamente como petróleo bruto; otra se destila en las refinerías de Talara i Zorritos, estrayéndose la bencina i gasolina, el kerosine, etc.; el petróleo así desbencinado se esporta en su mayor parte a California. La tercera porcion se utiliza en la misma rejion para producir fuerza motriz, siendo mui pequeña en la actualidad puesto que en 1913 ha ascendido sólo al 4.6% del total. Esta disminucion se debe a que cada dia se jeneraliza mas el uso de los gases combustibles que se desprenden de los pozos.

En los últimos 11 años la produccion nacional de petróleo bruto en tonelada ha sido la siguiente:

1903.....	37,071
1904.....	38,683
1905.....	49,700
1906.....	70,650
1907.....	100,187
1908.....	125,947
1909.....	188,128
1910.....	167,712
1911.....	195,276
1912.....	233,600
1913.....	276,147

LE

ubierto por sedimentos glaciales.

en el horizonte ^{de} margas.

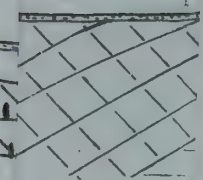
rior

LIBRARY
OF THE
STATE OF ILLINOIS

ANES

FIELD OF

THE



LIBRARY
OF THE
UNIVERSITY OF ILLINOIS

FEED YOUR

FEED YOUR

Por tanto, el aumento de la producción en los últimos once años ha sido de 750%.

Hasta hace poco tiempo la casi totalidad del petróleo peruano se exportaba en bruto a los Estados Unidos Así. en 1906 solo se beneficiaba en el país 10,996 toneladas o sea el 15% de la producción, en tanto que en 1913 se han beneficiado 179,888 toneladas esto es el 65% de la misma. La tendencia es a exportar únicamente el petróleo desprovisto de su bencina i gasolina, i estos dos productos mezclados, enviarlos para rectificación a Norte América con el nombre de «bencina cruda», artículo que posee un alto precio en el mercado. El petróleo desbencinado se exporta igualmente a California, salvo una cierta cantidad que se vende en los puertos del litoral i en las oficinas salitreras «Agua Santa» como combustible. Según el ingeniero Ricardo Deustua el beneficio del petróleo bruto en el país deja una utilidad de \$ 33 por tonelada.

Las cantidades de kerosine, bencina-gasolina, lubricantes i residuos combustibles extraídos de nuestro petróleo en los últimos años han sido los siguientes:

Años	Kerosine metro cúbico	Gasolina-bencina metro cúbico	lubricantes metro cúbico	Resíduos pesados ton.	Petróleo vendi- do en bruto
1903.....	2,536	2,839	...	7,819	25,240
1904.....	2,744	160	...	...	32,703
1905.....	3,246	3,236	...	6,970	25,860
1906.....	2,265	3,631	...	6,495	55,485
1907.....	4,322	583	174	7,300	65,182
1908.....	3,089	4,670	30	11,729	90,389
1909.....	3,738	5,989	89	15,882	144,280
1910.....	5,043	10,543	248	35,033	100,573
1911.....	3,910	18,975	232	81,028	74,218
1912.....	4,237	32,424	220	104,673	80,064
1913.....	5,360	47,529	732	122,338	75,901

Se ve por este cuadro que la producción de bencina-gasolina cruda, crece rápidamente así como la proporción de aceites lubricantes; disminuyendo la de petróleo que se vende en bruto. En la refinería de Talara de la «London and Pacific Petroleum Co.» es que se produce la totalidad de la bencina bruta que, como queda dicho, se exporta a California salvo una proporción relativamente pequeña que, después de rectificada, se vende en el país a S. 5.00 el cajón conteniendo dos latas de 5 galones cada una.

Siendo el peso específico de este derivado de 0.7 aproximadamente, la tonelada equivale a 385 galones, resultando su valor a Lp. 18.

VALOR TOTAL PRODUCIDO POR AÑO

Sumando el valor total del kerosine, bencina-gasolina, aceites lubricantes i residuos pesados combustibles producidos anualmente en el país en los últimos 11 años llegamos a las cifras siguientes:

1903.....	Lp.	149,290
1904.....		116,834
1905.....		151,529
1906.....		242,542
1907.....		312,437
1908.....		421,769
1909.....		556,336
1910.....		598,872
1911.....		785,071
1912.....		879,976
1913.....		1.033,206

En consecuencia, el valor producido en 1913 ha superado en setecientos por ciento al producido once años ántes. Con las grandes instalaciones i trabajos que está llevando a cabo en la actualidad la «London and Pacific Petroleum Co.», estas cifras serán ampliamente sobrepasadas en breve plazo i, con tanta mayor razon, cuanto que el precio del petróleo tiende a subir.

ESPORTACION DEL PETRÓLEO NACIONAL

Aunque el rendimiento de los pozos en nuestras cuencas petrolíferas ha sido hasta ahora inferior a la enorme produccion obtenida por pozo en California, Méjico, etc., la excelencia en la composicion de nuestros productos que se reputan, como verdaderamente escepcionales, fuera de toda competencia i de los que siempre habrá demanda, constituye la principal ventaja de los yacimientos peruanos. Así se esplica que no obstante el bajo precio del petróleo en California, las tres grandes compañías inglesas que

trabajan en Paita esporten el producto principal en la forma que dejo indicada, empleando para ello sus grandes vapores-tanques que les permiten realizar notables economías en el flete. En las mismas naves a su regreso, importan al país gruesas cantidades de residuos pesados de petróleo de California que se vende como combustible en nuestra costa a razón de 22 a 30 soles por tonelada; (*) este mismo artículo es vendido en las costas de Chile, en donde se le emplea en lugar de carbon en las oficinas salitreras de Tarapacá.

El producto norteamericano importado es un aceite mineral mui pesado i de bajo precio, constituido por residuos de la destilacion i ya desprovisto de kerosine, bencina i gasolina, resultando un excelente combustible para ser quemado en los hogares de los vapores, locomotoras i en la industria.

Así se esplica que anualmente esportemos mas de 200,000 toneladas de petróleo bruto i desbencinado, al mismo tiempo que se importan 38,000 toneladas de aceite extranjero, la mayor parte del que es vendido a la Compañía Nacional de Vapores i el resto se usa en diferentes industrias en nuestro país, Chile i aun en Bolivia.

CONSUMO DE LA COMPAÑÍA NACIONAL DE VAPORES

La Compañía Nacional de Vapores consume en sus naves residuos pesados de petróleo americano provenientes de San Francisco de California, teniendo al efecto un contrato celebrado con la «Lobitos Oilfields Co.» que vence en el presente año.

Las cantidades compradas por la Compañía Peruana son las siguientes:

Años	Cantidades
—	—
1912.....	21,000 tons.
1913.....	30,000 »
1914.....	24,000 »

El precio pagado ha sido de S. 20 por tonelada.

En el primer semestre del presente año la Compañía compró 18,500 toneladas, del residuo americano, puestas en el Callao i en Paita, a S. 22 la tonelada, i ademas 8,000 toneladas a 19 S. puestas en Panamá, i 2,000 toneladas a S 14 puestas, en Baltimore (EE. UU. de Norte América).

La Compañía Peruana acaba de firmar un contrato para el suministro de combustible para sus naves durante dos años, puesto en Panamá

(*) En el Callao se vende por lo regular a S. 25.

a razon de Lp. 1.10 chelines, 11 peniques, combustible constituido como queda dicho por residuos pesados del petróleo de California, cuyo precio es ínfimo.

ESPORTACION E IMPORTACION DE PETRÓLEO I SUS DERIVADOS

Damos a continuacion un extracto obtenido de la Superintendencia Jeneral de Aduanas en que se espresa el tonelaje i su valor en Lp, de petróleo bruto, gasolina, kerosine i bencina, esportados durante los 4 últimos años. Los cuadros orijinales figuran en el anexo N.º 9.

IMPORTACION DE PETRÓLEO I DERIVADOS

AÑOS	GASOLINA I QUEROSINA		PETRÓLEO CRUDO	
	Ton.	Valor en Lp.	Ton.	Valor en Lp.
1911.....	1,768	26,518	18,883	37,767
1912.....	1,371	20,556	21,937	43,874
1913.....	1,560	23,394	46,833	93,667
1914.....	1,326	19,884	20,299	40,597

AÑOS	ACEITE NEGRO PARA MÁQUINAS		AGUARRAS	
	Ton.	Valor en Lp.	Ton.	Valor en Lp.
1911.....	729	10,928	184	3,678
1912.....	745	11,169	270	5,403
1913.....	1,249	18,729	214	4,287
1914.....	4,239	63,582	138	2,754

AÑOS	BENCINA ORDINARIA	
	Ton.	Valor de Lp.
1911.....	1,308	39
1912.....	0.922	28
1913.....	0.712	21
1914.....	1.040	31

ESPORTACION DE PETRÓLEO I DERIVADOS

	ACEITE NEGRO	BENCINA	GASOLINA	KEROSINE	PETRÓLEO
	Tons.	Tons.	Tons.	Tons.	Tons.
1910.....	...	...	157	12.3	74,265
1911.....	...	...	12,471	12.5	87,265
1912.....	12	19.6	419	11.8	141,298
1913.....	3	31.4	1,230	8.5	147,494
1914.....	...	28.8	930	3.0	107,537

Importacion.—El valor del petróleo i sus derivados ha sido:

1911.....	Lp. 78,930
1912.....	81,030
1913.....	140,098
1914.....	126,847

CALIDAD DEL PETRÓLEO PERUANO COMPARADO CON OTROS SIMILARES

La notable riqueza de nuestro petróleo en hidrocarburos lijeros o esencias livianas como son gasolinas i bencina, lo coloca en primera línea entre sus posibles competidores clasificándosele como uno de los mejores del mundo. Las aplicaciones que la gasolina i bencina vienen recibiendo en los úl-

timos años son enormes, en especial su empleo en los célebres motores de combustion interna Diesel cuyo rendimiento es mas del doble que el de las mejores máquinas de vapor de triple expansion, ventaja a la que se agrega su poco peso i el que no produce humo, resultando irreemplazables en la marina de guerra. El petróleo nacional rinde por destilacion la elevada cifra del 40 al 50% de hidrocarburos lijeros produciéndose ademas aceites lubricantes que carecen de parafina, ventaja apreciable, pues sólo son congelables a temperaturas sumamente bajas, siendo mui solicitados en los paises frios de Europa i en los Estados Unidos del Norte.

Tanto el petróleo de Rusia como el de Méjico son pesados i sólo se emplean como combustibles, sucediendo lo mismo con el de Texas. El de Pensilvania, si bien es rico en materias volátiles, produce en cambio fuerte proporcion de parafina dando lubricantes de calidad inferior.

A la ventaja de su composicion, podemos agregar la de su situacion jeográfica; nuestros yacimientos de petróleo se hallan casi a la puerta de la gran arteria comercial del Canal de Panamá. Su inmediacion al mar, hace casi innecesaria las grandes tuberias de hierro que en otras partes alcanzan muchos centenares de kilómetros de lonjitud, etc.

Cuando al área del territorio nacional que contiene arenas petrolíferas no es conocido aun con precision, pero todo indica que abarca una enorme estension de 450 kilómetros de largo, siguiendo la direccion del océano, por un ancho que puede variar entre 20 i 25 kilómetros comprendiendo un área probable de 11,000 kilómetros cuadrados. Por supuesto que existen soluciones de continuidad, pero con todo, el área total debe ser de grandes dimensiones. Sólo el trabajo constante de explotacion de las compañías, existentes hoi, i las que se radiquen en un futuro próximo, podrán despejar la incognita, constituyendo esta incertidumbre la parte mas aleatoria en las negociaciones mineras en jeneral i, en particular, en las petrolíferas.

NÚMERO DE POZOS—RENDIMIENTO I PROFUNDIDAD QUE ALCANZAN

En 1913 habia en la rejion petrolífera del norte 630 pozos en plena produccion, como ésta fué de 273,459 toneladas el rendimiento medio de cada uno fué de 335 toneladas en el año.

Los pozos perforados fueron de 102 en el mismo período de tiempo. Este número de pozos ha aumentado rápidamente en los últimos 10 años como lo demuestra el cuadro siguiente:

AÑOS	N.º del pozo productor	Produccion en toneladas	
		Total	Por pozo
1904.....	...	36,683	...
1905.....	...	49,700	...
1906.....	200	70,832	354
1907.....	305	97,994	322
1908.....	281	125,947	450
1909.....	360	188,128	520
1910.....	482	167,712	350
1911.....	524	195,276	475
1912.....	575	233,600	410
1913.....	630	273,459	435

La profundidad media de los pozos productores en los yacimientos de Zorritos i Negritos oscila entre 200 i 400 metros, aunque hai algunos de mucha mayor profundidad. Segun los interesantes estudios publicados por el ingeniero Ricardo Deustua, la profundidad de los horizontes petrolíferos industrialmente utilizables en la zona de Talara, Negritos, La Brea, esto es, en la comprension de la «London and Pacific Petroleum Co.», se encuentra a partir de 500 metros. En la negociacion «Lobitos Oilfields», el petróleo está situado entre 200 i 900 metros de profundidad, admitiéndose en jeneral, i entre ciertos límites, que el rendimiento, duracion i riqueza en aceites lijeros aumenta con la profundidad. Por esto es que se han perforado pozos de 900, 1,000 i aun mas metros. El citado ingeniero dice: «De los 113 pozos que estuvieron en produccion en 1912 hubo 101 que no alcanzaron a 2,000 piés i solo produjeron 36,821 toneladas; los 12 restantes, cuya profundidad pasó de esa cifra, rindieron 41,552 toneladas. De estos últimos, 9 llegaron a alcanzar mas de 3,000 piés de profundidad».

Voi ahora a ocuparme de las compañías inglesas ya mencionadas.

«LONDON AND PACIFIC PETROLEUM CO.»

Esta poderosa compañía trabaja Talara-Negritos i La Brea-Pariñas, encontrándose en Talara las oficinas de refinacion mas grande de Sud América. Negritos es el yacimiento mas importante i rico de petróleo en el Perú, su produccion en 1913 fué de 151,153 toneladas, esportando sus productos por la excelente caleta de Talara en la que se hallan los grandes tanques de almacenamiento. Aunque el capital de esta compañía es solo

de Lp. 250,000 sus instalaciones i trabajos están estimados en dos millones, sin contar el valor de sus vapores-tanques ni de los depósitos situados fuera de la provincia de Paita. Recientemente ha recibido gran cantidad de maquinaria para desarrollar tanto su explotación cuanto sus oficinas de refinación, siendo talvez su propósito extraer el total de la bencina-gasolina, esportando solo petróleo, desbencinado i refinando aquellos productos con el objeto de monopolizar su venta en las repúblicas occidentales de Sud América.

El área ocupada por esta compañía abarca 41,614 pertenencias (160 mil 456 hectáreas), estension enorme pues supera en mas del triple el área total de todas las minas que aparecen en el padron jeneral. Es verdad que hasta hace pocos meses figuraban en este documento con diez pertenencias, pero el Gobierno ha regularizado tan anómala situación, que se ha sostenido por mas de un cuarto de siglo con mengua notable de los intereses fiscales. En lugar especial de la presente Memoria hago la historia de este ruidoso asunto, detallando las diversas etapas por las que ha atravesado hasta llegar a la condición definitiva en que se encuentra en la fecha.

«LAGUNITAS OIL COMPANY LIMITED»

Es arrendataria de la «London and Pacific», estando obligada a venderle 30,000 toneladas anuales del petróleo obtenido, a S. 16 la tonelada. La producción, utilidades i número de pozos de la «Lagunitas Oil Co.»; han sido las siguientes en los últimos tres años terminados el 30 de Junio:

Años	N.º de pozos	Producción Ton.	Utilidades £	Utilidad por ton. de petróleo
1911-12.....	...	14,706	14,598	S. 9.90
1912-13.....	45	17,610	22,336	12.60
1913-14.....	37	39,650	19,614	5.00

«LOBITOS OILFIELDS COMPANY»

Esplota esta compañía 1,030 pertenencias (4,120 hectáreas), siendo su capital suscrito de 400,000 libras. No posee refinerías, esportando a Estados Unidos del Norte la mayor parte de su petróleo bruto i vendiendo el resto en nuestra costa. Durante los años 1913 i 1914 no vendió petróleo

en el país, reservando como stock la parte que no fué esportada. Para abastecer a la Compañía Nacional de Vapores, importa anualmente alrededor de 25,000 toneladas de residuos pesados de petróleo proveniente de California.

La producción de esta compañía durante los siete años que tiene establecida ha sido la siguiente:

1908.....	42,654 tons.
1909.....	57,266 »
1910.....	53,344 »
1911.....	52,172 »
1912.....	78,273 »
1913.....	74,315 »
1914.....	67,288 »

La disminución en el año 1941 fué debida a la dificultad de obtener trasportes en los primeros meses de la guerra.

La «Lobitos» sola tenía 26 pozos productores en 1908, cifra que se elevó a 100 en 1911 i a 115 en 1914.—Posee esta compañía tres vapores tanques de 6,500 a 8,000 toneladas de capacidad, cuyo costo ha sido de Lp. 72,200, 93,000 i 104,100 cada uno.

Segun memorias oficiales de la compañía, sus ganancias brutas i por tonelada de petróleo en los últimos años han sido:

1908.....	Lp.	35,661	o sean	\$	8.33	por ton.
1909.....		59,013	»		10.30	»
1910.....		66,453	»		12.46	»
1911.....		61,000	»		11.70	»
1912.....		105,901	»		13.50	»
1913.....		158,353	»		21.30	»

De estas ganancias brutas la compañía deduce una suma anual por depreciación del material i desarrollo de la propiedad, además de otras partidas para pagar el income-tax, para reintegrar en 5 años las sumas invertidas en la constitución de la compañía, para el reconocimiento de nuevas regiones petrolíferas, suma ésta que se considera entre las pérdidas, etc. La exajeración de las sumas aplicadas anualmente a la depreciación del material salta del siguiente cuadro:

1908.....	Lp. 14,463
1909.....	• 37,370
1910.....	48,309
1911.....	45,765
1912.....	49,482
1913.....	56,330
1914.....	50,901

De estas cifras se deduce que en el corto espacio de 6 años la compañía ha consignado por depreciación, la excesiva suma de Lp. 251,700, o sean las dos terceras partes aproximadamente del capital suscrito. Por esta razón, el Gobierno inglés no acepta sino el 50% de las anteriores cifras. Esta maniobra constituye indudablemente una forma de capitalización de la compañía, con el objeto de no dejar traslucir las gruesas utilidades percibidas.

Los beneficios de la compañía tal cual los acepta el fisco en Inglaterra, así como la parte que corresponde a la tonelada de petróleo extraído son las siguientes:

1912.....	Lp. 67,555	o sean	S. 9.76	por ton. de petróleo
1913.....	125,114	»	16.85	»
1914.....	111,000	»	17.00	»

En vista de lo anterior, no es de extrañar que las acciones de una libra de «Lobitos» se coticen en el mercado de Londres con un fuerte premio, el que se elevó en 1913 a 30 chelines.

«ZORRITOS»

Produjo esta negociación radicada en el país 11,500 toneladas de petróleo bruto en 1913, parte del que fué refinado en el mismo lugar. El rendimiento máximo de la refinería de Zorritos es de 100 toneladas cada 24 horas de bencina i gasolina mezcladas, i kerosine por otro lado, dejando un 50% de residuos combustibles.

COSTO DE PRODUCCIÓN DE PETRÓLEO NACIONAL

Varia éste con la profundidad i rendimiento de los pozos, estimándolo en S. 7 a 7.50 por tonelada. Siendo el precio, de venta alrededor de S. 25, las utilidades alcanzan a una cifra que oscila entre S. 15 i 17.

PRECIOS DE VENTA

Es mui difícil poder conseguir cifras exactas al respecto, existiendo cierto temor esplicable de dar a conocer detalles de las negociaciones industriales; las cifras suministradas por los interesados deben ser aceptadas, naturalmente, con reservas. Por otra parte, tratándose de sustancias como el petróleo, cuya produccion se halla en gran parte monopolizada por unas pocas firmas, i en vista de la gran diversidad de su composicion las cotizaciones publicadas de los petróleos de un lugar no pueden aceptarse para los de otro, como lo demuestra el hecho de que la «London and Pacific» i «La Lobitos» esportan su produccion a California, importando en su lugar el producto pesado norteamericano, verdadero residuo de validez i valor ínfimos.

Las compras de petróleo combustible verificadas por el Ministerio de Fomento al representante en Lima de las compañías citadas, para el servicio de las estaciones radiográficas de la costa, se han efectuado a S. 30 la tonelada; cifra que concuerda bastante con otras de carácter particular relativas a compras efectuadas por algunos industriales. Podemos, pues, aceptar el precio de venta en la costa, del *petróleo-combustible* importado, o residuos pesados, entre 22 i 30 soles por tonelada. Cuanto a nuestro petróleo crudo, tan rico en sustancias volátiles, es evidente que su precio debe ser mayor, excediendo indudablemente de Lp. 3.00 por tonelada.

«La Standard Oil» tiene contratos celebrados con la «London and Pacific» i con «La Lobitos» para la venta total de sus productos, en condiciones que no se han hecho públicas; así es que el 96% de la produccion nacional se halla virtualmente controlada por aquel poderoso trust.

CONDICION LEGAL I GRAVÁMENES A LA INDUSTRIA PETROLÍFERA
EN OTROS PAISES

Del interesante informe presentado a la Direccion de Hidrología i Minas de la República Argentina por el reputado ingeniero peruano J. Velásquez Jiménez, transcribo los datos que a continuacion se espresan:

En los *EE. UU. del Norte* el propietario del terreno superficial lo es tambien del subsuelo. Los agricultores que poseen por esta razon terrenos petrolíferos, arriendan sus derechos de explotacion por una cuota que varia del 3 o 5% al 10% del producto bruto obtenido; exigiendo, ademas, sumas en efectivo siempre que se compruebe previamente la presencia del petróleo. La referida industria se encuentra gravada, por otra parte, por diferentes impuestos variables de un Estado a otro, fijo o progresivo, ya sobre el rendimiento de cada pozo, ya sobre los dividendos obtenidos.

En el *Canadá, Rumania i Galitzia*, al igual que en los *EE. UU. del Norte*, el dueño de la superficie es poseedor de las riquezas minerales subyacentes, arrendando sus derechos de explotacion sobre el petróleo a razon de un 10% de la produccion bruta obtenida.

En *Rusia*, los terrenos petrolíferos son de propiedad de la corona, quien los concede en arrendamiento por subasta pública bajo la base de una suma fija por tonelada de petróleo extraido, o de un tanto por ciento sobre el producto neto. En *Bakú*, el impuesto varia entre sesenta centavos i S. 8 de nuestra moneda, por tonelada; cuando el terreno es mui petrolífero, el impuesto es de 25% para arriba del producto bruto extraido.

En la *India*, el estado es dueño de las cuencas petrolíferas, arrendándolas bajo la base fija de 10% de la produccion bruta obtenida.

En *Turquía*, el impuesto al petróleo oscila entre el 10 i el 20% del producto bruto.

En *Rumania*, ademas del impuesto fijo anual de £ 10 por hectárea, que equivale a £ 4 por área igual a una de nuestras pertenencias petrolíferas, se paga al dueño 10, 15 i a veces hasta el 20% del rendimiento bruto de cada pozo.

Sólo en 1911 principió *Méjico* a esportar petróleo, no existiendo impuesto alguno en esa fecha. En 1912 se creó el de 20 centavos oro por tonelada de petróleo bruto esportado, cifra que se consideró insignificante. Habiéndose elevado la produccion en 1913 a una cifra tal, que permitió esportar 24 millones de toneladas, se elevó el impuesto a 75 centavos oro por tonelada de petróleo bruto; el Gobierno pensó, ademas, en nacionalizar las enormes utilidades que salian del pais, formando un proyecto de espropiacion de las cuencas petrolíferas que se hallaban en poder de particulares i de empresas, reservándose todos los yacimientos con el objeto de formar una gran compañía nacional con capital de 60 millones de libras. Esta medida, al parecer previsora, ha ocasionado la espantosa guerra civil que aflige desde entónces a aquel pais, pues ciertos capitalistas no quisieron resignarse a dejar de percibir las gruesas utilidades de que disfrutaban ni las perspectivas sobre ellas cifradas.

Mas adelante me ocuparé de la posibilidad, no de nacionalizar nuestra industria petrolífera, porque no creo que la potencialidad económica del

pais lo permita, sino mas bien de arrendar a firmas respetables, secciones determinadas de nuestras cuencas petrolíferas de libre disposicion. Tambien podria el Gobierno ponerlas en licitacion, adjudicándolas a los que ofresiesen condiciones mas ventajosas aunadas a una mayor seguridad.

Ademas de las bases pactadas con capitalistas americanos de notoria importancia de que me ocuparé mas adelante, se han presentado últimamente nuevos proponentes, probando ello que no seria difícil adjudicar determinadas zonas de la rejion petrolífera del norte en cambio de un 10 o 15% del producto obtenido, ademas de un proporcionado cánon anual en efectivo.

Por las anteriores consideraciones, juzgo como equitativo el gravámen de dos soles por tonelada de petróleo bruto i del desbencinado, i de cuatro soles por la bencina i gasolina que contempla el proyecto aprobado por el Consejo Superior de Minería i que en breve será presentado a USS. HH. La floreciente situacion del petróleo en el mundo industrial i, en particular, la de las compañías que entre nosotros trabajan, se desprende de los lijeros apuntes que sobre tan importante tópico llevo consignados; su porvenir no puede ser mas halagüeño. Las utilidades percibidas por los capitales invertidos en esta industria me relevan insistir al respecto.

MODERACION DEL IMPUESTO PROYECTADO

No es lójico, por parte de la mas importante de nuestras compañías petrolíferas, encontrar exajerado un impuesto de \$ 2 por tonelada esportada, cuando por otra pagan el triple al dueño de la concesion que esplotan. En efecto, la «London and Pacific Petroleum Co.» tiene celebrado con los propietarios de la hacienda «La Brea» una escritura pública protocolizada el 26 de Enero de 1890 en la notaría de J. R. Valdivia, cuya cláusula 3.^a dice:

«La merced conductiva o precio de arrendamiento será la cuarta parte del petróleo o aceite en bruto que la compañía estraiga de los depósitos o veneros de la hacienda durante los noventa i nueve años que durará este contrato.»

Ademas, la compañía está obligada al pago mensual de dicho arrendamiento, i tambien a producir 45 mil toneladas el primer año, 86 mil toneladas el segundo i 172 mil, como mínimum, en los años siguientes.

El valor bruto de la tonelada de petróleo nacional, segun se ha indicado, no baja de \$ 25, representando el 25% una suma de \$ 6.25, cifra tres veces superior al impuesto proyectado.

Se ve, pues, que el nuevo gravámen es moderado. Las compañías, sin

embargo, no lo juzgan así i sólo pretenden pagar \$ 0.50 por tonelada, cifra exigua que no compensaria ciertamente las molestias i gastos que ocasiona siempre la transicion de un régimen tributario a otro.

No creo que las amenazas lleguen al extremo de paralizar los actuales trabajos con el fin de presionar al Gobierno, dejando sin ocupacion a algunos miles de braceros; pues armas de esta naturaleza son de dos filos, i acaban siempre por dañar a quienes las esgrimen.

Existe una razon de otro orden pero igualmente atendible.

El gobierno británico percibe el 12.5% por el derecho denominado *income-tax*, que grava las utilidades de las compañías radicadas en aquel país. Hallándose en estas condiciones las tres empresas inglesas que explotan nuestras cuencas del Norte, contribuyen a los ingresos británicos en aquella proporcion.

Segun lo hemos manifestado ántes, las utilidades de la Lobitos, por ejemplo, fueron de \$ 16.85 por tonelada de petróleo esportado, lo que representa dos soles de *income-tax*. Frente a esta cifra consignaré el 0.6%, que es la exigua proporcion que percibe el fisco peruano por contribucion minera, de las grandes negociaciones aludidas.

Es imposible admitir, por buena voluntad que se tenga, que un gobierno extranjero exija i obtenga *dos soles* por tonelada, cuando el gobierno del Perú, el verdadero señor de sus riquezas minerales, percibe sólo algunos centavos, máxime tratándose de un producto fácilmente agotable como es el petróleo, i de negociaciones que extraen del país la mayor parte de las utilidades i que, cuando terminen su mision, no habrán dejado casi huella de su paso por el suelo nacional.

Lo ménos que el fisco puede exigir, tratándose de un producto nacional, es que las empresas que lo explotan contribuyan con una suma análoga a la que representa el impuesto sobre las utilidades en la Gran Bretaña; i como no es posible que nuestro gobierno conozca éstas con precision, debemos gravar el petróleo con dos soles por tonelada esportada que, mas o ménos, equivale a aquéllas. Si esta medida sirviera para que grandes capitales vinieran i se nacionalizaran en el país, para escapar así al doble impuesto, habríamos logrado una nueva ventaja. En todo caso, sólo exigimos lo que, siendo justo i equitativo, se halla de acuerdo con los altos intereses nacionales.

Aceptando un valor comercial probable de 700 a 800,000 libras por las 276,000 toneladas producidas en 1913, i, suponiendo con fundamento que alrededor de 600,000 libras, o sea el 80 por ciento, hayan salido del país en forma de utilidades i salarios a personal extranjero; maquinarias i herramientas, vapores, casas i edificios; intereses i dividendos, etc., etc.; hai que convenir en que se debe fijar un tanto por ciento mayor del que se queda hoy entre nosotros. El Fisco sólo ha percibido de tan gruesa suma, la ínfima

cifra de Lp. 6,558 como contribucion de minas por las 2,186 pertenencias que figuraban en el padron de aquel año; esto es, que del valor total de la produccion nacional, el Erario sólo ha percibido 0.8%, cifra que se reduce 0.6% si consideramos no ya el valor del petróleo bruto sino el valor total de la bencina, kerosine i residuos pesados producidos, cuyo monto ha alcanzado en 1913, segun ya lo he manifestado, a la importante suma de Lp. 1.033,2096.

Las cifras anteriores comprueban que el Estado tiene sobrada razon, constituyendo una medida absolutamente equitativa, a participar en proporcion conveniente de los beneficios de una de sus principales industrias, llamada a un gran porvenir; la que, por tratarse de depósitos susceptibles de agotarse en plazo mas o ménos remoto, privando al suelo de una riqueza nacional, no renovable, debe contribuir en proporcion conveniente al sostenimiento de los servicios del país. Si industrias colocadas en la especialísima condicion de la presente, lograsen quedar, prácticamente, exentas de impuestos, no sólo de esportacion como sucede hoi, sino tambien de importacion, lo que tambien se realiza, creo fundadamente que seria labor improba, talvez impracticable, el resurgimiento de las finanzas del Estado.

RENDIMIENTO PROBABLE DEL IMPUESTO

Tomando por base la estadística minera de 1913, que es la última publicada, el rendimiento del impuesto que nos ocupa seria el siguiente:

70,856 ton. de petróleo bruto esportado a \$ 2.....	Lp. 14,171
101,600 ton. de residuos lijeros esportados a \$ 2.....	20,320
8,600 ton. de residuos pesados esportados a \$ 2.....	1,720
37,840 ton. de bencina cruda esportada a \$ 4.....	15,136
Total.....	Lp. 51,347

Tratándose de «La Lobitos», que es la única compañía cuyos balances conocemos, hemos visto que en 1913 las utilidades netas obtenidas por tonelada de petróleo producido han sido de S. 16.85. El impuesto de dos soles equivaldria al 11,8% sobre aquéllas. Como la cifra de utilidades netas de esta Compañía es siempre castigada con exceso, como ya lo he explicado, el impuesto proyectado representa en la práctica alrededor del 10% de las utilidades, quedando por debajo del 12.5% que la misma Compañía paga

por income-tax al gobierno inglés. A cifra mas conservadora aún llegaríamos al estudiar el impuesto proyectado para la bencina cruda en relacion a su valor.

Admitiendo que la produccion de petróleo continuase aumentando en la misma proporcion en que ha tenido lugar durante los últimos 11 años, suposicion que nada tiene de exajerada pues sólo estamos en los comienzos de la explotacion de nuestras cuencas, no creo imposible que este impuesto produzca Lp. 200,000 en 1920 i de 400 a 500,000 dentro de diez años.

CONVENIENCIA DE RESERVAR LA REJION PETROLÍFERA

Del estudio que hemos practicado a grandes líneas, resulta la enorme importancia nacional de procurar el control del Gobierno en la explotación de las valiosas cuencas petrolíferas de nuestro litoral, obteniendo de ellas una participacion mas equitativa i siempre en proporcion con los beneficios que se obtengan.

En 1913 habian 6,588 pertenencias empadronadas, cubriendo 262 i $\frac{1}{3}$ kilómetros cuadrados; posteriormente se han agregado las 41,614 pertenencias que forman la hacienda «La Brea-Pariñas», o sea un total de 1,926 i $\frac{1}{2}$ kilómetros cuadrados, que no representa ni la quinta parte del área probable de los depósitos subyacentes.

Teniendo en consideracion la situacion jeográfica en nuestra estremidad norte i su proximidad a la gran via interoceánica, la cercanía al mar, la excelencia del producto obtenido, etc., etc., cree el Gobierno que el Estado debe reservarse aquellos terrenos que sean de libre disposicion para explotarlos por grandes compañías, en forma que asegure un trabajo efectivo, que aleje ruinosos acaparamientos i grandes especulaciones, a la par que contribuya en proporcion conveniente a los gastos públicos.

Por otro lado, no se debe olvidar el problema del combustible en el Perú, que es capital. Los elevados fletes de nuestros ferrocarriles, provenientes entre otras causas de las acentuadas irregularidades del suelo, no nos permitirán disfrutar del carbon nacional sino a precios relativamente crecidos; los residuos pesados provenientes de la destilacion del petróleo serán siempre un competidor victorioso, puesto que a causa de su mayor calorífico, que excede en 50%, al desarrollado por el mejor carbon de piedra; por la facilidad i economía en su almacenamiento i embarque, pues permite cargar en 24 horas una nave de 10,000 toneladas de capacidad, mediante tuberías i bombas; por su limpieza i fácil regulacion en la marcha de los hogares, mayor radio de accion de los vapores, etc., será siempre preferido en igualdad de circunstancias. Cualquier contrato que se celebre o política

que respecto a nuestro petróleo se adopte, debe considerar la conveniencia de suministrar combustible barato tanto a nuestra industria como a la Compañía Nacional de Vapores.

El 14 de Setiembre de 1910 el Gobierno envió a las Cámaras un proyecto de lei prohibiendo el denuncia del petróleo en la República, pero cometiendo el error de no hacerlo estensivo a todas las sustancias minerales contenidas en nuestro litoral de Tumbes i Piura, prestando así facilidades para burlar la lei. La resolucion suprema de 2 de Setiembre de 1910 habia incurrido en idéntica deficiencia, bastando que se denunciase otra sustancia, azufre o carbon, por ejemplo, para obtener el respectivo título de posesion, desde que el Código de la materia no exige la presencia real de la sustancia denunciada sino, únicamente, que sea de posible ocurrencia desde el punto de vista jeológico, i una vez aprobados los títulos el poseedor puede explotar el producto que encuentre entre los linderos de su posesion (Art. 7.º i 76 del Código de Minería).

Cuatro años mas tarde i reconociendo el error, la Junta de Gobierno espidió el 6 de Mayo de 1914 la suprema resolucion prohibiendo en lo absoluto los denuncios en la rejion que nos ocupa, de cualquier jénero de sustancia mineral.

Tratándose de un acto meramente administrativo, precisa darle sancion legal modificando la parte pertinente del Código, pudiendo entónces el Gobierno iniciar sobre aquella valiosa zona la accion que mas convenga.

El establecimiento de una gran compañía petrolífera nacional, con apoyo i participacion del Fisco como principal accionista, cuyo radio de actividad se estendiese a los terrenos de libre dispccion, seria el desideratum; no me refiero a las espropiaciones sobre las cuencas en actual explotacion, porque ello implicaria un esfuerzo económico superior a nuestros recursos. La misma creacion de una compañía nacional, exigiria un capital que pasaria de dos millones de libras esterlinas, haciendo ilusoria esta medida. La situacion precaria del Estado, las desconfianzas orijinadas por numerosos i recientes fracasos, los riesgos inherentes a toda empresa minera i, por último, el fuerte desembolso en que se incurre durante el período de exploracion, contribuyen a robustecer la idea del Gobierno de que el pais no puede explotar por ahora, en forma tan racional, uno de sus principales veneros de riqueza.

Otro medio mas factible seria el de poner en licitacion lotes determinados, estableciendo como condiciones el pago de un cánon fijo, otro proporcional al monto bruto de los productos obtenidos i, finalmente, la obligacion de trabajar los lotes otorgados.

Forma igualmente práctica de proceder seria la de celebrar contratos con firmas importantes sobre determinado número de zonas no contiguas i por tiempo relativamente largo. Tal fué la mira que tuvo el Gobierno.

cuando a fines del año último envió al H. Senado el proyecto formulando bases para la concesion de terrenos petrolíferos en el departamento de Piura i en la provincia litoral de Tumbes, bases que aparecen en la presente memoria junto con el respectivo oficio de remision en el anexo N.º 10. Ellas reproducen el pacto ad-referendum que el Gobierno pensó celebrar con el acaudalado productor de petróleo en California i Méjico, señor Doheny, por intermedio de los señores Piérola i Saavedra.

Las zonas a que se referian las citadas bases debian estar separadas, intercalando entre ellas lotes del Estado; el concesionario se obligaba a pagar el 15% sobre el producto bruto que obtuviese, siendo entendido que la produccion no debia bajar, para los efectos de este gravámen, de 50,000 toneladas métricas por año. Se comprometia, ademas, a abonar al Fisco, en calidad de cánon por arrendamiento, la suma de Lp. 20,000 anuales. El período de la concesion era de 40 años.

Cree el Gobierno con estas condiciones asegurar la participacion del Fisco en proporcion provechosa i libre de toda contingencia, obligando prácticamente a efectuar la explotacion de los lotes, i facilitando en forma indirecta el reconocimiento de los terrenos contiguos de propiedad del Estado.

El citado proyecto pende aun de la sancion del H. Senado que no llegó a emitir el dictámen respectivo. Posteriormente se han insinuado nuevas propuestas de firmas particulares, pero que no han sido tomadas en consideracion ni discutidas, por hallarse mui próxima la fecha en que cesará el actual Gobierno en sus funciones.

Las aludidas propuestas se fundan en la division en cinco zonas de nuestra rejion petrolífera del norte, entre los 4 i 8º. A cada concesionario no se le adjudicaria mas de una de ellas, i de ésta la tercera parte corresponderia al Estado. El Fisco percibiria Lp. 5,000 durante los primeros 5 años por cada grado; Lp. 7,500 los 5 años posteriores, i Lp. 10,000 durante el resto de la concesion. Ademas el 10% de los productos brutos, de los cuales se deducirian las cifras anteriores. El concesionario ofrecia entregar al Gobierno un juanillo en efectivo al perfeccionarse la concesion, la que se estenderia a un período de tiempo de cuarenta años.

Juzgo esta propuesta siempre aceptable, aunque ménos ventajosa que la anterior. En todo caso, ámbas demuestran que el Estado puede obtener del 10 al 15% del producto bruto de todo el petróleo que se estraiga de cada concesion, ademas de una regular suma de dinero en efectivo.

No obstante lo anterior, las compañías que actualmente explotan nuestro petróleo, creen exorbitante, ruinoso, el pago de \$ 2 por tonelada del que se esporte, cifra que sólo representa alrededor del 8% del valor bruto del producto. Esta razon, agregada a las consideraciones anteriores acabará por llevar el convencimiento sobre la moderacion del impuesto proyectado.

Si empresas que aun no se han instalado, que van a correr el albur consiguiente al éxito de estudios i cateos, por hacer, ofrecen 10 i 15% del valor bruto de los productos que extraigan; con cuánta mayor razon estarán en condiciones de pagarlo, las compañías que actualmente se encuentran en plena explotacion, libres de las inseguridades i riesgos anexos a toda negociacion minera i, mui en particular, a las explotaciones petrolíferas. Es tiempo de que nuestros poderes públicos adopten una política especial respecto del petróleo cuyas condiciones escepcionales no deben ser contempladas con el mismo criterio que el de las demas sustancias minerales, como creo haberlo demostrado. Nuestras cuencas del norte constituyen valiosas riquezas, siendo menester para disfrutarlas convenientemente, desplegar la prevision i tino administrativo sin los cuales mui poco será el provecho que reporten al pais.

PARALIZACION DE DENUNCIOS I DE TRAMITACIONES PETROLÍFERAS

Con fecha 3 de Setiembre de 1910 se espidió una resolucion suprema por la que se suspendia la admision i tramitacion de los denuncios de petróleo en la provincia litoral de Tumbes i en el departamento de Piura. Existen, desde entónces, paralizados buen número de expedientes, iniciados ántes de esa fecha, por los particulares, con evidente perjuicio para el Erario.

Tratándose de denuncios ceñidos estrictamente a las prescripciones del Código de la materia, no parece justo despojar a nadie de un derecho concedido por lei, cuando aun no se habia espedido la citada resolucion. Los interesados, entretanto, gozan hoi del derecho a que me refiero, pero sin abonar la contribucion de minas ni correr el riesgo de perder la propiedad o de ser multados por falta o atraso de los pagos, hallándose en una situacion privilegiada, con evidente daño fiscal.

En el asiento mineral de Tumbes, segun los expedientes en poder del Gobierno, existen treinta i cuatro denuncios a los que se ha ministrado ya la posesion, i que comprenden 163 pertenencias, formando un total de 223, de las que 160 corresponden a la «Lobitos Oilfields Co.» Para su empadronamiento i pago de contribucion, sólo falta que el Gobierno apruebe los títulos respectivos.

Existen, ademas, simplemente amparados i tramitándose, aunque no se ha logrado ministrar posesion, las siguientes concesiones:

Asiento	Denuncios	N.º de pertenencias
Paita.....	15	845
Piura.....	17	1,020
Tumbes.....	80	3,344
Total.....	112	5,209

Agregando a estas 5,209 pertenencias las 223 anteriores, obtendremos un total de 5,432 que en los 5 años transcurridos han debido devengar Lp. 80,480, siempre que los interesados las hubiesen conservado i que los expedientes respectivos no adoleciesen de defectos que hubiesen obligado al Gobierno a no aprobarlos.

El Consejo Superior de Minería ha efectuado una detenida revision de los expedientes en cuestion, i el Gobierno someterá al Poder Lejislativo las medidas que convenga adoptar. Cree el Ministerio, que si se cumple estrictamente la lei, deben aprobarse los expedientes que hayan satisfecho los requisitos señalados en el Código de la materia, desechando el resto, lo que incrementaria el área de la rejion petrolífera no concedida i que debe ser reservada íntegramente al Estado. Como la H. Cámara de Diputados tuvo conocimiento oportunamente de la suprema resolucion de 3 de Setiembre de 1913, no se ha creido autorizado el Gobierno para resolver directamente el punto, que, en breve, será sometido a vuestro ilustrado criterio.

Los datos i apreciaciones apuntadas, espero que lleven al ánimo de la H. Representacion Nacional el mismo convencimiento que al respecto abriga el Gobierno, quien considera una imperiosa necesidad la reserva de los valiosos terrenos petrolíferos de nuestro litoral i su explotacion en alguna de las formas insinuadas.

Es necesidad igualmente premiosa, efectuar un reconocimiento jeológico que fije la verdadera estension de las cuencas, i el levantamiento de un plano catastral que establezca con exactitud la posicion relativa de las concesiones existentes, permitiendo conocer la ubicacion i área de los lotes disponibles.

La estraordinaria estrechez de los recursos fiscales ha paralizado la accion del Gobierno, no obstante su convencimiento de la importancia del asunto.

No creo difícil la realizacion de esta obra mediante el pago de una pequeña suma por hectárea, por sólo una vez, efectuada por los actuales propietarios, puesto que ellos serian beneficiados con el catastro. La suma así reunida permitiria satisfacer los gastos que demandare la comision técnica encargada de tan importante labor.

Paso ahora a dar cuenta de un tópico que afecta igualmente nuestros

recursos petrolíferos i que el Gobierno ha estudiado i resuelto inspirándose en el Código de la materia i en las leyes existentes, con la mas estricta justicia i en armonía con los altos intereses nacionales, después de oír al Consejo Superior de Minería i al Cuerpo de Ingenieros de Minas.

El informe técnico de los señores A. Jochamovitz i H. Boza, ingenieros nombrados en comision especial corre en extracto en los anexos con el número 12.

Me refiero a la mensura i empadronamiento de la enorme concesion petrolífera La Brea-Pariñas, propiedad de la «London and Pacific Petroleum Co.» Siendo un punto del mayor interes me ocuparé de él en capítulo separado.



La Flotacion reemplaza a la Cianuracion

Hace años que se conoce el principio de la concentracion de minerales por la flotacion, pero hasta hace poco tiempo ha venido despertando profundamente la atencion. La flotacion se ha presentado al público de manera asombrosa i ha hecho que se lleven a cabo innumerables instalaciones comerciales. Su desarrollo ha sido rápido, i puede decirse que son pocos los molinos mineros que no han experimentado o no están haciendo experimentos para determinar la utilidad del procedimiento como ausiliar de los métodos ya existentes o como sustituto de los mismos.

Si el minero moderno ve que su mineral es susceptible al tratamiento por flotacion, es factible que pueda aumentar sus recobros metálicos del primitivo 55 o 65% a un 90 o 95%. En muchos casos podrá obtener concentrados mas puros, de mejor grado i puede eliminar todos los concentradores de lamas poco satisfactorios, sacudiendo de esta manera el elevado costo de su sostenimiento i reduciendo el espacio de terreno necesario para las operaciones. Ciertamente que es considerablemente ménos costoso decidirse por una planta de flotacion que por la de cualquiera otro sistema de concentracion. En vista de todas estas atrayentes condiciones no es de maravi-

(*) Traducido de «The Engineering and Mining Journal», Enero 15 de 1916.

llar que la flotacion se haya esparcido tan rápidamente. Sin embargo, los dos factores que parece que tienden a retardar su uso universal son, primero, la ignorancia que prevalece respecto de los detalles de sus prácticas i, segundo, la repugnancia que se tiene para hacer uso del procedimiento mientras que se ventila su estado de litijio. El primero de estos factores va desapareciendo con rapidez. Por lo que al segundo toca, el litijio se ha prolongado tanto que los operadores empiezan a sentirse impacientes i se niegan a esperar hasta el día del fallo en tan delicado asunto. Una de las instalaciones mas recientes para el procedimiento de flotacion es la de la Oneida Stag Mines and Mills Co., con oficinas en Idaho Springs, Colo. La mina i las plantas están ubicadas en Freeland, antiguo campo minero a unas 5 millas de Idaho Springs. La planta actual proporciona datos comparativos muy interesantes—interesantes porque la flotacion ha destituido los viejos procedimientos de cianuracion ocupando su lugar.

El mineral es típico del Distrito de Idaho Springs, i ha sido explotado por el oro i la plata contenidos en la pirita, en el cobre gris, chalcopirita i pequeñas cantidades de galena. En los primitivos días de la explotacion el mineral de la mina era de muy buena lei i se le trituraba con mazos, era sometido a la amalgamacion, i finalmente se efectuaba la recuperacion por medio de mesas percusoras Gilping County. Aun se puede ver en pie parte del molino antiguo. A medida que el mejor mineral iba siendo estraido de la mina i como el mercado de la plata bajó en 1893, se hizo necesaria la recuperacion en mayor escala i la reduccion del costo del tratamiento. La Oneida Stag edificó una planta de cianuracion para este objeto, desde hace varios años i el esquema número 1 deja ver el plan del tratamiento. El mineral se trituraba con mazos hasta un tamiz número 8, se le concentraba en mesas Card, los restos arenosos de estas mesas eran lavados i descargados en los desperdicios i las lamas eran tratadas con una solucion de cianuro de 2.5 lbs. Este tratamiento daba una estraccion de 92%.

Sin embargo, despues de operar en esta forma durante varios meses se vió que el costo medio del tratamiento total por tonelada de mineral bruto era de 80 cts., solamente para el tratamiento de cianuracion. Esta cifra era muy elevada a causa del pequeño tonelaje sometido al procedimiento de cianuracion i debido a los crecidos gastos orijinados por el procedimiento, para el que siempre se necesitaban operarios bien pagados. Diariamente se hacia una alimentacion de 50 toneladas de mineral, i estas 50 toneladas no daban mas que 20 toneladas de lamas para el tratamiento. De aquí que los gastos fueran prohibitivos i la Compañía no hubiera tenido otro fin que la quiebra irremisible. De esta suerte, los operadores descubrieron que podian hacer dinero abandonando esta parte de la planta i trabajando solamente las mesas, en lo que se tenia un ahorro de cerca de 65% del valor mineral. Estaban convencidos de la necesidad de procurarse un méto-

do eficaz i poco costoso para el tratamiento de las lamas, ántes que volverse a ocupar de ellas en lo absoluto. Así es que resolvieron trabajar los mazos i las mesas durante algun tiempo—hasta que la flotacion fué descubierta trayéndoles muchas promesas de la solucion de su problema.

INSTALACION DE LA PLANTA DE FLOTACION

Despues de un período de constantes experimentos, la parte de la planta de cianuracion fué reemplazada por una planta de flotacion. El espesador i el clasificador Dorr que aparecen en él, formaban parte de la planta de cianuracion i se adaptaron perfectamente a la de flotacion. La misma maquinaria de flotacion fué construida en Denver i embarcada en una sola carga de Idaho Springs. Dos semanas despues de haber llegado a su destino se dió principio con ella a los trabajos i a poco mas de tres semanas ya estaba siendo comercialmente esplotada.

Todos los jales procedentes de las mesas eran sometidos al clasificador Dorr, eliminando así la presencia de arenas mui gruesas; operacion que ofrece dos ventajas. Primera, que eliminando estas arenas, que prácticamente no contienen riqueza alguna, pues su contenido es solo de 14 cts. de oro i 15 cts. de plata, se disminuye considerablemente el desgaste de la maquinaria. I ademas, que una vez removidas las arenas, las lamas son conducidas al espesador Dorr, como se ve en el esquema, i allí se les retira el agua. La pulpa ya espesa i tal como se descarga de esta máquina, es conducida a una pequeña caja cerca del primer compartimiento de la máquina de flotacion por medio de una bomba de diafragma i de aquí se hace la alimentacion a la máquina de flotacion. Entónces es cuando se añade el aceite i no se requiere ni ácido ni calor para el tratamiento.

La máquina de flotacion tiene 8 compartimientos conectados en series i por ellos se hace pasar la pulpa mediante un método exterior de circulacion, especialmente dispuesto. La agitacion es ejecutada por un agitador doble movido por una banda cuarto de vuelta para cada compartimiento. Los agitadores de cada uno de los compartimientos dan vuelta en el mismo sentido puesto que están fijos a la misma flecha, pero los brazos están torcidos en un ángulo tal que uno de los impulsores se opone a la accion del otro. La velocidad en la periferia del impulsor es de unos 1,500 piés por minuto i los compartimientos de agitacion miden 18 pulgadas de ancho en el interior. Los residuos procedentes de los 8 compartimientos son vueltos a llevar al espesador Dorr, en que son espesadas las lamas procedentes del clasificador de arenas. Esto constituye una innovacion que aumenta en mucho la recuperacion, i lo discutiremos detalladamente.

SISTEMA EMPLEADO EN EL MANEJO DE LOS CONCENTRADOS

Las espumas que se producen en los 8 compartimientos son conducidas a un desaguador de tornillo, a donde tambien se llevan los concentrados de las mesas. Esto presenta muchas ventajas porque los concentrados de las mesas son gruesos i se hacinan fácilmente, no teniendo dificultades su manejo. Cuando se quiere especializar el producto de los concentrados de flotacion se requiere un sistema desaguador dispendioso i a veces hasta prensas filtradoras costosas. Con el sistema mezclador, las espumas con los concentrados de las mesas pasan directamente al desaguador. Una maquinaria de flotacion rinde un total de 100 libs. de concentrados de lamas por hora. El desaguador remueve unas dos terceras partes del tonelaje total de lamas con los concentrados gruesos, i el exceso que fluye del desaguador arrastra la otra tercera parte, que se conduce a dos grandes tanques asentadores.

El exceso del segundo tanque asentador se devuelve al espesador Dorr, formando de esta manera un circuito cerrado i no se pierde ninguno de los concentrados. Casi toda la tercera parte de los concentrados de lamas excedentes en el desaguador se asientan en los tanques asentadores. La cantidad de material insoluble que acompaña al mineral es considerable—cerca de 16% en el primer compartimiento i como 30% en el octavo o último, haciendo una cantidad media de 24%. Esto implica un ligero sobrecargo en el costo i, por lo tanto, no es un inconveniente. Los concentrados de las mesas son mas limpios i contienen cerca de 9% de materias insolubles. Despues de mezclar todos los concentrados de la flotacion se tiene un producto total que arroja un 16% de insolubles, cantidad para la que es sumamente reducido el sobrecargo.

Los concentrados de las mesas arrojan como 1.5% de cobre i como los compradores de concentrados no pagan por ninguna clase de cobre ménos de 1.5%, esta cantidad se considera perdida. Sin embargo, los concentrados de la flotacion arrojan de 3.5 a 4% de cobre, por lo que se pensó que se obtendrian buenas ganancias por una produccion separada en las espumas de flotacion. Pero, despues de hacer los cálculos se vió que no era posible, puesto que el 1.5% de cobre tiene que perderse, ya sea en los concentrados de flotacion o en los de mesas. Si se mezclan los dos concentrados, el ensaye representa una cifra mas baja, pero el tonelaje es mayor i esto trastorna los resultados elevados de ensaye i el bajo tonelaje de las espumas de la flotacion.

REPETICION DE LOS RESIDUOS DE FLOTACION

Cuando por primera vez se hizo la proposicion de volver a someter los residuos de la flotacion al espesador Dorr, en el cual se espesa la alimentacion de la flotacion, pareció que se presentarían varias dificultades que entorpecerían el objeto. En primer lugar, podría haberse supuesto que la pulpa se seguiría formando hasta que el espesador ya no pudiera manejarla en la debida forma; o, en caso de que así no fuera, pudiera suceder que atestando el espesador con pulpa, la pulpa adicional arrastrara algunos de los minerales ricos en el exceso desperdiciándose. La pulpa se forma gradualmente en el espesador i la excesiva formacion se evita dejando que los residuos de flotacion se desperdicien por el vertedero durante una hora cada ocho horas. El otro efecto es un ligero aumento en el valor del producto del exceso en el espesador, a la vez que una notable diferencia en el valor de este producto del exceso i la descarga normal. Los residuos de la flotacion arrojan por término medio 40 cts. en plata i 40 cts. en oro.

El exceso procedente del espesador contiene, por término medio, unos 40 cts. de oro i 20 cts. de plata. Así es que con este sencillo proyecto se obtiene un ahorro adicional de 20 cts. por tonelada. Considerando que el valor total de la alimentacion de la flotacion es de unos \$ 2.00, esto significa un ahorro adicional de 10%. Cuando los residuos procedentes de la máquina de flotacion son devueltos al espesador, la alimentacion de la máquina contiene seis partes de agua para una de mineral, i cuando estos residuos son descargados directamente a los desperdicios, la consistencia es de 9 : 1. Cuando los residuos son devueltos al espesador, el valor del exceso es de unos 60 cts. como total en oro i plata, i cuando se les deja pasar a los desperdicios el valor medio del total de oro i plata, es como de 55 cts., debiéndose la diferencia al contenido de plata. Así es que, en siete de las ocho que hemos mencionado, los restos del molino forman dos productos, el primero de los cuales es arena gruesa procedente del clasificador con un valor medio en el total de oro i plata de 55 cts., i el segundo es el exceso procedente del espesador Dorr, con un valor total en oro y plata de 60 cts. Durante el resto del tiempo los residuos están compuestos de tres productos, de los cuales los dos primeros son lo mismo que los que acabamos de mencionar i el tercero es la descarga procedente de la máquina de flotacion i que hacen un total en oro i plata de 80 cts. por tonelada.

Adoptando estas cifras como base sobre \$ 2.00 de alimentacion, el recobro de la flotacion es de 70% de su propia alimentacion. Los ahorros adicionales que se obtienen mediante esta máquina en relacion con el recobro

que se hace por medio de las mesas, el recobro total del molino es de 87 a 90%. Estos resultados son sumamente satisfactorios si se tiene en cuenta los contenidos tan bajos de la alimentacion del molino.

EL ACEITE DE FLOTACION I SU EMPLEO

De todo el material de alimentacion el 85% pasará por un tamiz de 200, teniendo que pasar por el mismo tamiz el 90% de los concentrados de flotacion. El aceite se aplica en la pequeña caja debajo de la cual la bomba de diafragma se descarga precisamente ántes que la pulpa penetre en la máquina. El aceite se aplica en un promedio de 2.5 libras por toneladas de material de alimentacion seco. El costo se ha reducido mucho con el empleo de una mezcla de tres clases diferentes de aceites. En este caso la mezcla consiste en una parte de alquitran vegetal crudo i espeso, demasiado barato, una parte de aguarras, que es un poco mas costoso; i cuatro partes de aceite mineral barato. Este aceite mineral constituye una base poco costosa que pueda contener los demas aceites mencionados. No siempre es posible encontrar una mezcla que dé buenos recobros i al mismo tiempo rinda productos limpios. Mezclando los aceites como se hace en la Oneida Stag, se reduce el costo del aceite por galon de 45 a 23 cts., i esto viene a reducir el costo del aceite por tonelada de material de alimentacion crudo de 6 cts. a 3 cts. El jerente de la Compañía, H. T. Rogers, ha calculado que el costo total del tratamiento, inclusive la flotacion, es de \$ 1.85. De este total, la flotacion sale costando 35 cts. La siguiente tabla es una lista de los resultados medios de los ensayos sobre los productos en las distintas fases de la operacion.

VALOR DE DIVERSOS PRODUCTOS DE LA FLOTACION

Alimentacion de flotacion.....	0.07	2.00		
Residuos ,, ,, ...	0.02	0.80		
Espumas ,, ,, (total de los 8 compartimientos).....	0.60	15.00	24.00	3.5
Flotacion primer compartimiento.....	0.70	17.00	18.00	5.0
Flotacion, octavo compartimiento.....	0.50	13.00	30.00	2.0
Concentrados de mesa.....	2.25	8.00	9.00	1.3
Exceso del espesador Dorr.....	0.02	0.35		
Arena del clasificador Dorr.....	0.02	0.30		
Conc. mezclados del desaguador.....	1.70	11.50	16.00	2.5

Haciendo una comparacion de la primitiva práctica de la cianuracion con las labores actuales de la planta de flotacion, se ve claramente que las ventajas de esta última son mui notables; pero mas efectiva es la comparacion si se examinan a la vez los dos esquemas. Se ve mui claro que del molino de flotacion se han eliminado tres espesadores Dorr, tres agitadores Dorr, un compresor de aire para el agitador i un motor para moverlo, dos cajas de zinc, un compartimiento de fundicion, algunos tanques de solucion i las bombas necesarias. Toda esta cantidad de maquinarias representa considerable inversion del capital, i el ahorro que se obtiene con su eliminacion es digno de tomarse en cuenta.

Haremos ahora una comparacion en el costo del tratamiento. El cianuro cuesta 80 cts. por tonelada de material de alimentacion crudo, o \$ 1.50 por tonelada de mineral actualmente tratado por el cianuro. La flotacion cuesta 35 cts. por tonelada de material crudo de alimentacion, o 66 cts. por tonelada de mineral actualmente tratado. La diferencia entre los dos costos, 45 cts. por tonelada, representa la ganancia total por tonelada de material de alimentacion de molino, obtenida con la máquina de flotacion. La diferencia en los gastos de instalacion es otra gran ventaja en favor de la flotacion. Los gastos orijinados por el cambio de la planta de cianuracion por la de flotacion no fueron mas que de unos \$ 2,000.00; incluyendo la maquinaria de la flotacion i todos los trabajos requeridos por la instalacion i las conexiones.

Como conclusion podemos decir que esta instalacion es una de las muchas que tan ampliamente han abierto el campo para la flotacion. I este reemplazo del sistema de cianuracion, indudablemente que hará nacer proyectos en los campos mineros apenas explotados, e indica posibilidades que harán revolucion en los métodos de tratamiento. La flotacion ha vuelto a colocar los predios de la Oneida Stag en el mapa de los terrenos ricos, haciendo esperar que su futuro sea brillante i sin duda que este mineral será un buen productor por muchos años.

R. W. SMITH.



Recuperacion de humos por precipitacion eléctrica ⁽¹⁾

Es tan importante la recuperacion de los humos que proceden de la aplicacion de los distintos métodos metalúrgicos, que su condensacion i aprovechamiento se hacen cada dia mas necesarios, atendiendo en primer lugar al valor de los vapores metálicos en ellos contenidos, i por otra parte, a la higiene industrial que requieren todos estos trabajos en prevencion de los peligros que pueden aportar en su diseminacion en la atmósfera.

Es, pues, un problema social i económico que se ha tratado de resolver en parte, aunque no con gran rendimiento industrial, en las cámaras de humos con pulverizadores e inyectores de agua i lechada de cal, i mas recientemente empleando las llamadas cámaras de sacos donde el éxito ha sido mayor que en los anteriores procedimientos, a pesar de que para grandes cantidades de SO_2 i SO_3 la duracion de los sacos con sacudimiento mecánico es mui pequeña por la accion destructora de los ácidos, i donde, no obstante neutralizar sus efectos con OZn i OCa o por la acción de ambos a la vez, dada la variabilidad de cantidades producidas de aquellos, es necesario emplear neutralizadores proporcionales a una produccion máxima de humos, con lo cual el gasto es excesivo.

Estas son en síntesis las principales razones por las cuales se han ensayado últimamente los métodos de precipitacion eléctrica para la recuperacion de humos en fundiciones de cobre i de plomo. Para este objeto se ha convertido en Garfield (Estados Unidos), por el sistema Cottrell, una corriente alterna de 30 a 60,000 voltios, en otra directa e intermitente i del mismo potencial, que aplicada a ciertos electrodos suspendidos en el conducto por donde penetran los gases a tratar, los precipita; estos electrodos fueron en un principio i en su forma mas simple, placas verticales metálicas paralelamente suspendidas i separadas de 10 a 20 centímetros, en relacion con el voltaje empleado; entre cada dos de las placas antedichas i equidistante se colocó un alambre bastante fino, de modo que estos formaban electrodos descargadores i las placas electrodos colectores, pudiendo mantener una descarga eléctrica entre ámbos que arrastraba consigo gases, polvos, humos condensados i vapor acuoso, que electrizándose, se depositaba en las placas metálicas.

De esta manera se ha llegado a resultados satisfactorios en Balaklala

(*) Reproducido de la «Revista Minera» de Madrid.

en fundiciones de cobre con placas de hierro suspendidas i de 12 centímetros de ancho por 240 de largo, distando 10 i constituyendo los electrodos colectores; los electrodos descargadores consisten en alambres de hierro retorcido, en los cuales están arrollados fibras de asbesto, formando numerosas puntas para la descarga de la corriente directa intermitente de 28,000 a 30,000 voltios. Con este sistema no se podía llegar a un régimen constante, pero con la ayuda de unas compuertas recuperadoras colocadas en los terminales de cada unidad se ha obtenido un régimen próximo al normal.

De las observaciones hechas en dichos ensayos ha podido deducirse que influye la temperatura de los gases a tratar en la mayor o menor recuperacion de los mismos, funcionando el aparato en mejores condiciones cuando aquellos tienen una temperatura de 120° a 140°, i que el mayor inconveniente parecen ser los espacios entre las placas i el tejadillo que las recubre i entre la parte inferior de las distintas unidades de tratamiento. No obstante, por este sistema se ha llegado a recuperar del 80 por 100 al 90 por 100 de los humos cuando aun se halla en período de investigaciones.

Introduciendo este sistema en el aprovechamiento de humos procedentes de las fundiciones de plomo con aparatos de 20,000 a 30,000 voltios, se ha probado experimentalmente que tuberías de hierro con alambre de acero a lo largo de sus ejes dan una uniformidad mayor que las placas.

Tratamiento de 2,000 metros cúbicos de gases por minuto en fundiciones de plomo.—Con tuberías de hierro bien fundido de 3 metros de largo colocadas verticalmente sobre sus correspondientes huecos en el suelo, similares a los conductos de entrada de una caldera vertical, i con alambre interior de acero, pueden tratarse 2,000 metros cúbicos de humos procedentes de convertidores i hornos de fusion, dividiendo el tratador eléctricamente en cuatro secciones, de tal suerte que voltajes diferentes sean aplicados a las distintas partes de la instalacion. La corriente alterna puede ser tomada a 23,000 voltios i trasformada a 30,000; esta corriente de alta tension alternativa será trasformada por un rectificador jiratorio en corriente directa intermitente i del mismo potencial, los rectificadores serán movidos por motores trifásicos sincronicos de 200 voltios i la potencia para operar, tomada de la misma línea, pero reducida a voltaje requerido. En el tratamiento de 2,000 metros cúbicos por minuto de gases a traves de 600 tuberías, la velocidad media seria de unos 3 metros por segundo, o sea que los gases estarán bajo la accion del tratamiento un segundo en las tuberías. De los ensayos preliminares recientemente hechos se ha deducido que cuando una cantidad suficiente de $\text{SO}_4 \text{H}_2$ existe en el gas las capas en las tuberías, procedentes de la condensacion de los humos, era una buena capa conductora de la electricidad i entónces el proceso no ofrecia dificultad, pero que la presencia de una pequeña cantidad de SO_3 existente en el gas, al precipitarse en las tuberías formaba una capa poco conductora que inte-

trumpia la corriente i, por lo tanto, cesaba la precipitacion; pero se ha descubierto que por medio de la inyeccion de vapor acuoso en el gas, ántes de penetrar en el tratador eléctrico, la capa precipitada en las tuberías era conductora i el proceso se verificaba satisfactoriamente a la temperatura de 90° C.

Pero con la mezcla de los gases procedentes de los distintos períodos (en el escorificante produciendo SO_3) del tratamiento metalúrgico del plomo se ha de evitar en parte la necesidad de inyectar el vapor acuoso, porque siendo limitada la accion sobre los gases de los convertidores, ha habido necesidad de inyectar pequeñas cantidades (de 3 a 5 por 100 del polvo precipitado) para llegar al régimen normal. En estas condiciones i siguiendo los resultados hasta la fecha obtenidos se puede recuperar 97,25 por 100 de los gases producidos i un 60 por 100 de plomo en forma de sulfato básico, cantidades que superan a las obtenidas por los métodos hasta el día ensayados.

Teniendo en cuenta que durante el proceso de este trabajo se ha observado que durante la formacion de SO_4H_2 , es decir, cuando la capa era conductora, prácticamente todo el plomo de los humos era precipitado, si bien el SO_3 i el As_2O se escapaban, i que para precipitar éstos i obtener una limpieza completa de los gases era preciso una temperatura de 90°, ha surgido la idea de fraccionar la precipitacion por medio del uso de tratadores en serie, por lo cual los gases en circulacion podían ser tratados a diferentes temperaturas, *clasificando así los distintos elementos componentes de los gases*. El tratador debe estar colocado a unos 30 metros de la chimenea jeneral, 225 metros de los hornos de fusion i 350 de los convertidores de tal manera que constituyen dos conductos paralelos, teniendo la tubería de los convertidores 19 metros cuadrados de seccion i donde la temperatura de los gases habrá descendido lo suficiente para introducirlos en el operador, desde las cámaras de los gases bajarán a un conducto que está en comunicacion con la chimenea. Ahora bien, para que la limpieza que se hace con los ventiladores sea perfecta i saque los humos SO_2H_4 i vapor de agua, es necesario que los gases tengan menor temperatura i menor velocidad que la que tienen al pasar por el tratador, aunque en experimentos para gases diluidos con aire solo sea suficiente una velocidad de 2 metros por segundo en los electrodos. Esto es equivalente a la reduccion de las partículas de polvo por unidad de volúmen, i tal conduccion se obtiene haciendo pasar los gases por una cámara preparada de antemano para la precipitacion del polvo. El precipitador eléctrico consistirá en dos unidades, conteniendo 360 tubos de 10 centímetros que hacen un total de 720 para toda la instalacion; el largo será de 3 metros i solo una unidad estará trabajando mientras la otra puede ser limpiada; la tubería de los convertidores tendrá un separador que se estiende a su traves

para obtener una distribucion buena; despues que hayan pasado los gases por la tubería al llegar a la cámara superior pasan a traves de otras del mismo diámetro que en comunicacion con la chimenea tienden a mantener una corriente uniforme a traves de los electrodos.

Con los aparatos usados en un solo convertidor cuyas tuberías eran 608, el máximo de potencia utilizada era de 25 caballos i en la determinacion del tamaño necesario para una instalacion puede tomarse como base este tipo, i como las unidades constan de 360 tuberías cada una, i cada transformador puede trabajar a dos unidades, serán necesarios 20 kilovatios. Una instalacion de este jénero consiste en un motor de corriente directa conectado a un jenerador de corriente monofásica alterna; esta corriente se trasforma en una corriente de alta tension por medio de un transformador, i entónces se introduce otra vez en el rectificador que está en el mismo eje del motor jenerador, llevándose de aquí a las cámaras de precipitacion.

Estas iniciaciones son precursoras de un gran avance de la metalurgia de otros metales que como al *Zn* i *Sb* han de interesar en extremo la aplicacion de estos métodos.

Madrid, 21 de Junio de 1916.

ADRIANO GARCÍA LOMAS,
Ingeniero de Minas.



Situacion de los Mercados de Minerales, Metales i Combustibles

Agosto 30 de 1916

COBRE.—Las existencias visibles de cobre en Europa eran el dia 15 último 16.145 toneladas, contra 16.763 toneladas en 31 de Julio. Ha habido, pues, un descenso de 618 toneladas, que es poca cosa en realidad.

El mercado de *standard* en Lóndres estuvo un poco mas animado en la primera parte de la semana que terminó el 19 último, pero en la segunda parte volvió a aflojar en cuanto a movimiento de negocios. Siguiendo, sin embargo, el tono mas firme del mercado de América i la situacion jeneral del cobre, los precios continuaron con bastante firmeza. Al empezar la se-

mana abrieron los precios a £ 112 a tres meses, i luego mejoraron, pagándose (para Septiembre) £ 116. En el cierre quedaron a £ 113 al contado i £ 110 a tres meses.

En lo tocante a clases finas, ha habido en Inglaterra un considerable aumento de negocios. El renovado vigor que se mostraba fuertemente en los mercados de América, ha estimulado a los consumidores del Reino Unido, haciéndose un importante volúmen de operaciones i tratos en las diferentes marcas del metal afinado.

De América continúan las noticias que acusan actividad, i la posicion de las clases finas parece mui firme, tanto mas cuanto que los productores, libres de la competencia de segundas manos (ya decíamos en la revista anterior que los almacenistas i corredores habian vendido todas sus existencias), estaban en condiciones de mostrarse independientes i poner la lei. Los últimos precios de Nueva York son de $26\frac{1}{2}$ a $27\frac{1}{2}$ centavos el electrolítico.

En Lóndres se cotiza el *tough* de £ 120 a £ 122, ménos $2\frac{1}{2}$ por 100; el *best selected* de £ 126 a 122, ménos $2\frac{1}{2}$ por 100, i el electrolítico de £ 128 a £ 124.

PLOMO.—Empezó encalmado el mercado de plomo, pero con un fuerte temor i mostrando tendencia al alza de precios. Al final de la semana fueron ofrecidas para la venta algunas cantidades, i si bien el metal fué bien absorbido, las cotizaciones perdieron terreno un poco.

El viérnes llegaron noticias de que los precios en América habian avanzado a 6.25 centavos, i el mercado de Lóndres cerró a £ 29.15.0 a £ 28.5.0, mientras que en Nueva York hubo nueva subida a 6,50 centavos.

ZINC.—Estuvo mucho mas firme. Continúa la escasez de metal en Inglaterra. Así es que el almacenado o de inmediata entrega tiene una considerable prima sobre el metal a plazos. I esto se acentúa a causa de los constantes retrasos de los cargamentos de América.

Los productores de América tienen buena demanda, no sólo de fabricantes del interior, sino para esportar a los paises aliados. Un avance de un centavo se registra durante la semana.

La cotizacion oficial de fin de semana en la Bolsa de metales de Lóndres fué de £ 54 a £ 48.

La tendencia era al alza, en correspondencia con el alza de los fletes de América.

METALES I MINERALES, Lóndres:

Antimonio.—Nominal.

Aluminio.—Nominal.

Mercurio.—£ 17.15.0 por frasco.

Níquel.—£ 225 por tonelada, metal de 98 a 99 por 100 garantizado.

Platino.—El Gobierno ha tenido que elevar el precio de venta a 220 chelines por onza, i ha fijado para sus compras 200 chelines

Bismuto.—11 chelines por libra.

Cadmio.—7 s. 6 d. a 8 s. por libra.

Sulfato de cobre.—49 £ por tonelada.

Alambre.—1 s. 4 7/8 d. por libra.

Tubos.—1 s. 5 1/4 d. ídem.

Chapas.—1 s. 5 3/8 d. ídem.

Molibdenita (90 por 100 MoS₂ mínimo), 105 s. por unidad.

Wolfram.—(70 por 100 WO₃), 55 s. ídem.

Scheelita.—(70 por 100 WO₂) 55 s. ídem.

Mineral de cromo.—Precio base de \$ 0.50 por 100 Cr₂O₃, 37 s. 6 d. por tonelada, escala 2 s.

METALES EN BILBAO.—Precios de la casa *Bonifacio López i Cía.*:

Estaño «Cordero i Bandera» ingles, en lingotes.....	542	pesetas	los	100	kilógramos
Estaño «Cordero i Bandera» ingles, en barritas.....	547	»	»	»	»
Estaño «Straits» en lingotes.....	545	»	»	»	»
Pleomo dulce superior en lingotes marca «La Estrella».....	76	»	»	»	»
Cobre dulce en barras cuadradas para soldadores.....	500	»	»	»	»
Cobre «Best Selected, puro en lingote	350	»	»	»	»
Metal antifriccion «Magnolia, en lingotillos.....	360	»	»	»	»
Metal antifriccion «Babbitt» en lingotillos.....		»			»
Aluminio puro de 98 a 99 % en lingotillos.....	1000	»	»	»	»
Antimonio puro en panes.....	380	»	»	»	»
Sulfato de cobre ingles de primeras marcas 98 a 99%.....	150	»	»	»	»

ULTIMOS PRECIOS EN LONDRES

Telegramas de la Casa *Bonifacio López i Cía., Bilbao:*

<i>Cobre.</i> —Cobre standard, al contado.....	£ 111 0.0
» Best selected.....	126 0.0
» Electrolítico	129 0.0
<i>Estaño.</i> —G. M.....	173 0.0
» Ingles, lingote	177 0.0
» Ingles, barritas.....	177 0.9
<i>Plomo</i> español sin plata.....	30 0.0
<i>Plata.</i> —En barras stand, por onza. Peniques.....	29 15/16
<i>Antimonio.</i> —Régulo (Nominal).....—.....	96 0.0
<i>Aluminio.</i> —(Nominal).....	155 0.0
<i>Sulfato de cobre.</i> —Ingles.....	50 0.0

MERCADO DE MINERALES DE HIERRO DE BILBAO.—De *Informacion*, 24 de Agosto:

Puede decirse que está ya vendida la producción de mineral de hierro que reúne las condiciones del mercado actual, o sea bajo en fósforo.

Se han ofrecido estos días precios elevados, i desde luego que no guardan relacion con el mercado ingles, no siendo aventurado sospechar que ello es debido a determinada especulacion que realiza, por así convenirle, alguna firma extranjera.

Los mineros sostienen sus precios, i conocemos la venta de 4.000 toneladas rubio, de buena composicion mecánica i bajo en fósforo, a pesetas 20 la tonelada; tambien conocemos la venta de un mineral rubio lavado, alto en fósforo, a pesetas 14 la tonelada.

De carbonato solo conocemos la venta de un cargamento, a pesetas 15 la tonelada.

Todas estas ventas se han realizado f. a. b. Bilbao *telquet*.

Los fletes corrientes con minerales desde Bilbao a los puertos que se expresan, son:

Newport, 16/6; Cardiff, 15/6; Briton Ferry, 18/6; Heysham, 18/6; Garston, 19/6; Tyre Dock o Jarrow 18/6; Middlesbró, 18/6; Glasgow, 18 Maryport, 18/6; Barrow, 18/—; Paullac, 25 francos.

CARBONES DE ESPORTACION EN EL REINO UNIDO

	Agosto, 24, 1916 — £ s. d.	Agosto, 17, 1916 — £ s. d.	Agosto, 26, 1915 — £ s. d.
Doméstico, superior, Lancashire.....	I 2 6	I 2 6	I I 0
Doméstico, superior, Yorkshire.....	I 0 6	I 0 6	0 18 6
El superior, Glasgow.....	I 8 0	I 8 0	0 18 6
Antracita, Swansea.....	I 12 0	I 11 0	I 13 0
Aglomerados, Cardiff.....	45/0—50/0	45/0—50/0	30/0—35/0
Vapor, superior id.....	nominal	nominal	nominal
Menudos, vapor, id.....	20/0—30/0	29/0—30/0	18/0—20/0
Vapor, superior, Newcastle.....	2 5 0	2 7 6	I 0 0
Menudos, vapor, id.....	I 5 0	I 7 6	0 13 6
Vapor, superior, Lancashire.....	0 19 9	0 19 9	0 17 0
Vapor, superior, Glasgow.....	I 10 0	I 10 0	I 0 6
Carbon de gas, Durham.....	I 16 0	I 16 0	I 0 0
Cok, Middlesbrough.....	I 8 0	I 8 0	I 6 0
Cok, South Wales.....	50/0—52/0	50/0—55/0	30/0—33/0
Precio medio de los carbones esporta- dos en Julio.....	I 7 0	—	0 17 5

Unicos i Exclusivos Representantes para
Chile i Bolivia de la afamada firma

Ingersoll, Rand Co.

NEW YORK.

La mas grande fábrica del mundo en su
jénero para instalaciones de máquinas
de aire comprimido; pioneers de los
mas importantes trabajos de esca-
vacion mecánica en túneles i

minas,

especialidad adquirida en 40

años de la

mas profunda experiencia

i

variada práctica.

Principales

Productos:

Compresoras

eléctricas,
hidráulicas i a
vapor para aire i gas.

Perforadoras,

de rocas de toda clase.

Martillos

telescópicos para trabajos
de chimeneas i perforacion
de tiros verticales e inclinados.

Remachadoras de

toda clase i dimensiones
para trabajo de remacha-
dura de puentes i cualquier
clase de armadura de hierro.

Taladradoras "Little David" para
perforacion de láminas metálicas.

Cortadoras neumáticas

Malacates neumáticos

Afiladora Leyner para barrenos

Estanques de alta presion, etc., etc.

Morandé 530

INTERNATIONAL

Santiago

MACHINERY Co.

Casilla 107-D

Fé de erratas:

- Página 361.—Sesta línea dice *las que me*, debe decir *las que nos*.
- Página 363.—Línea 23.^a dice *estudio preliminar*, debe decir *estudios iminares*.
- Página 364.—Línea 25.^a dice *Un ingeniero*, debe decir *Un publicista*.
- Página 375.—Línea 16.^a dice *ferrocarriles electrizados*, debe decir *ferro-iles electrificados*.
- Página 376.—Tercera línea i siguientes, donde dice *hornos Bee-hoven*, e leerse *hornos Bee-hive*.
- Página 390.—Despues de III. intercalar el título: **LOS GRANDES DUCTORES**.
- Página 398.—Línea 13.^a dice *superior*, debe decir *casi igual*.
- Página 398.—Línea 18.^a dice *de 18 a 20 millones*, debe decir *de unos millones*.
- Página 398.—Línea 37.^a donde dice 40 000 000, debe decir 35 000 000.
- Página 398.—Línea 37.^a donde dice 30 000 000, debe decir 25 000 000.

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente**Cárlos Besa****Vice-Presidente****José Luis Lecaros**

Acuña, Guillermo
Aguirre, Cesáreo
Aldunate Solar, Cárlos
Avalos, Cárlos G.
Blanquier, Juan

|| Barriga, Cárlos
|| Elguin, Lorenzo
|| Gandarillas, Javier
|| Ghigliotto Salas, Orlando
|| Lanas, Cárlos

|| Lira, Alejandro
|| Maier, Ernesto
|| Malsch, Cárlos
|| Pinto, Joaquín N.
|| Yunge, Guillermo

Secretario**OSVALDO MARTÍNEZ C.**

**La producción i consumo del carbon i su influencia
en el desarrollo económico de las naciones**

Para toda persona que se haya ocupado en el estudio del desarrollo de la vida industrial moderna en la segunda parte del siglo XIX, la influencia del papel desempeñado por el carbon no habrá dejado de manifestarse como decisiva.

En efecto, gracias al carbon, la máquina de vapor ha podido evolucionar desde los tiempos de Newcomen i de Watt hasta los actuales i tambien, gracias al carbon, el uso del acero se ha difundido de una manera extraordinaria, acortando las distancias entre los países hoy unidos por vías férreas i permitiendo la comunicacion rápida a través del océano con los modernos trasatlánticos.

Son sin duda las industrias extractivas las que constituyen el cimiento del edificio de las sociedades modernas en los países de gran industria. La base de su fuerza de expansion, de su riqueza económica, de su poder militar i naval, está en la explotacion de esa materia prima que van a buscar en las entrañas de la tierra con un ejército de operarios educados en su oficio de padres a hijos i que con justicia pueden ser considerados como servidores escepcionales de la nacion por los riesgos que corren. No en vano en ciertos países han reclamado derechos especiales, puesto que han logrado obtener

leyes protectoras que les fijan un *mínimum* de salario, cosa que ningun otro gremio ha alcanzado todavía.

Estas ideas no están desgraciadamente vulgarizadas todavía, i la prueba es que hai escritores, como el ingeniero de Launay, que han podido escribir, con estrañeza para nosotros, que la gran guerra que ha estallado en forma de conflagracion europea, no es otra cosa que la ruptura del equilibrio producida entre dos grandes naciones productoras de hulla, como la Gran Bretaña i la Alemania, que se disputan la hejemonía en los mercados de toda la tierra.

I es que en las escuelas se efectúa la enseñanza partiendo de los programas i de los métodos llamados clásicos, se hace mas hincapié en la evolucion de las ideas i de las instituciones, en las guerras i en los hechos gloriosos que en esta trasformacion material de la humanidad acaecida durante el curso del siglo XIX.

Es natural que la mentalidad de las clases dirigentes formada de esta manera se incline a exajerar el valor de muchos hechos políticos i sociales con desmedro de otros acontecimientos que tienen mayor importancia. Este es un hecho sobre el cual han insistido escritores notables como d'Avenel.

Para nosotros, los pueblos de la América latina, la evolucion industrial de Europa i Estados Unidos es todavía un libro cerrado, como que es preciso ir a ver las trasformaciones ocurridas allí para comprenderlas. Así no mas, se puede restablecer cada cosa en su lugar. El atraso de algunas naciones, ántes las primeras del orbe, tiene su principal esplicacion en fenómenos puramente físicos, como el hecho de disponer de débiles reservas de combustibles.

Mas una vez aceptada esta interpretacion del progreso efectuado por algunas naciones, muchas de ellas jóvenes todavía, recién llegadas a la vida civilizada, el estudio de la jeología de los países toma una importancia estrema.

De las reservas aprovechables de carbon de que dispongan las naciones, resultará para ellas un porvenir mas o ménos grandioso. La historia de su civilizacion en el porvenir dependerá en gran parte de la educacion técnica que se dé a su juventud, del espíritu científico de organizacion que se desarrolle entre sus industriales, de la educacion que se dé a las masas de la poblacion.

Entre nosotros tenemos por suerte un problema del carbon que resolver tambien. Nos interesa por muchos conceptos conocer cuál es la estension de las cuencas aprovechables, cuáles son sus reservas probables.

Como el petróleo es un combustible que ha aparecido mas recientemente, i su distribucion puede ser mas grande de lo que se habia pensado en un principio, es natural tambien que nos interese su busca en nuestro propio territorio.

Para poder apreciar cuál es la situacion que nos corresponde a este res-

pecto, comparada con la de los demás países, es preciso hechar una ojeada a su producción i a su consumo a través de las décadas del siglo XIX. Así lograremos interpretar mejor su historia económica i deducir las consecuencias que fluyen para nuestro propio porvenir, mejor que estudiando ciertos manuales de la historia política de las naciones que corren en manos de nuestros estudiantes. Estas consideraciones son las que me han movido para consignar brevemente las cifras estadísticas de la producción de los principales países junto con algunas observaciones relacionadas con la influencia que esta industria de los combustibles ha tenido en la evolución económica de ellos, pensando de este modo llamar más la atención hacia dos fenómenos absolutamente concomitantes. Deseoso de promover por medio de los poderes públicos el estudio de nuestros carbones, cúpome hacer firmar, durante mi permanencia en el Ministerio de Industria, los contratos de dos jeólogos alemanes especialistas en este ramo, que han sido debidamente apreciados por sus estudios sobre los petróleos i carbones. Por falta de fondos por una parte, i por falta de una reglamentación adecuada de las minas en explotación, estos estudios no han podido dar aún todos sus frutos. En varias de las minas importantes no se ha permitido siquiera la entrada de estos profesionales comisionados por el Gobierno para hacer el estudio de nuestro subsuelo.

Basta tomar nota de esta circunstancia para comprender lo poco que se ha hecho todavía i todo lo que resta por hacer.

Pero hai otro dato que vale la pena de dar a conocer a nuestros gobernantes. En 1910 se calculaba la existencia total de carbon en la provincia de Arauco en 1.872.000,000 toneladas (Boletín de la Inspección de Minas i Jeografía III trimestre), mientras tanto en 1915 (Boletín II semestre) el señor Lemaitre, calcula prudencialmente una existencia de solo 207 millones para todos los carbones *reconocidos* de las provincias de Concepción i Arauco, o sea la décima parte de ambas estimaciones de la primera fecha.

Si todo nuestro porvenir industrial está ligado como lo creemos, al hecho de las reservas explotables de estos carbones, cómo es posible que las estimaciones puedan oscilar entre 1 i 10 ?

Querria esto decir que no vivimos con el siglo i que rehusamos hacer lo que están haciendo todas las naciones progresistas, como el Africa del Sur, la Australia, el Canadá, donde se hacen sondeos para reconocer las capas de carbon. La Rusia, el Japon i hasta la China tienen hoy cartas jeológicas muy superiores a las nuestras.

Hace unos pocos años el Gobierno nombró una de tantas comisiones ad-honorem para investigar los hechos principales relacionados con el carbon chileno. En union de personalidades distinguidas fuí yo miembro de ella. Despues de sus primeras sesiones la comision acordó pedir a las oficinas del Estado el memorandum de informaciones que reproduzco en el anexo I, a título de curiosidad.

Por cierto que los departamentos oficiales no pudieron satisfacer los deseos de la comision, i como ésta no podia elevar una memoria al Ministerio sin datos, acordó no reunirse mas hasta que no estuviera en posesion de ellos.

Mas tarde he leido algunas comunicaciones de la Sociedad de Fomento Fabril en forma de cuestionarios hechos a las compañías mineras de carbon para los efectos de conocer su situacion i sus necesidades. Incluyo este documento en el anexo II.

Refiriéndome a algunos de los tópicos tratados en el cuestionario de la comision aludida, i al de la Sociedad de Fomento, tal como: ¿Por qué medios se podrá aumentar la produccion del pais i hacer independientes nuestras industrias de los mercados extranjeros de carbon? Se comprende perfectamente que esta pregunta no tendria la importancia que puede tener si el carbon que tenemos en nuestro suelo asciende a 200 millones de toneladas o bien a 2,000 millones de toneladas.

En la primera hipótesis querria decir que no habria que preocuparse de un aumento forzado de la produccion, por que si ella dobla periódicamente cada diez o doce años, es todo lo que puede exigírsele sin inconvenientes mayores para el futuro. Estaríamos en un caso análogo al de Suecia, Italia i otros paises que deben importar del extranjero la mayor parte de su consumo.

Pero si estamos en la segunda, podríamos esperar como otras naciones, España por ejemplo, en ir reemplazando constantemente una mayor cantidad del artículo importado.

Estas son cuestiones primordiales i previas para organizar i dirigir toda política económica digna de este nombre. Su base debe descansar en los hechos reconocidos por medio de las sondas i en estudios dirigidos por cuerpos competentes de jeólogos como existen en todas las naciones civilizadas.

Es preciso desarraigar de entre nosotros ciertos funestos errores que están dando los peores resultados. Dejémonos de imitar superficialmente lo que vemos en otros paises i tratemos de formarnos juicio cabal de las cosas.

El adelanto estraordinario de la Prusia dentro de la Confederacion Germánica i el de los Estados Unidos, se debe mui principalmente a las enormes reservas carboníferas que encierran. La Inglaterra ha debido tambien a ellos su desarrollo portentoso a fines del siglo XVIII i durante la primera mitad del siglo XIX.

Desde el año 1850 Inglaterra organizó la inspeccion oficial de los trabajos de las minas por un cuerpo de jeólogos.

En Francia, donde los recursos de carbon son escasos, debiendo este pais importar una tercera parte de su consumo, o sea 20 millones de toneladas sobre 60 millones, el desarrollo de las industrias no le ha permitido soportar una comparacion con el desenvolvimiento de los paises anterior-

mente citados. Este factor, mas que la falta de aumento de la poblacion, es la causa determinante de su estagnacion.

Los franceses no han dejado de comprender, sin embargo, la importancia de las industrias extractivas para su porvenir. Los primeros alumnos salidos de la Escuela Politécnica tienen opcion a entrar en la Escuela de Minas, que se considera como la mas honrosa, i el cuerpo de Ingenieros de Minas frances reúne algunas de las primeras notabilidades europeas. Pero esto no basta para hacer prosperar una industria, que, como dice de Lau-nay, está encerrada con un marco de fierro.

Podríamos agregar que la riqueza acumulada en Béljica i su superioridad sobre Holanda a este respecto, reside únicamente en sus hulleras admirables i seguramente este factor, mas que su hermoso puerto de Amberes ha sido el motivo de la codicia de sus vecinos germánicos.

Entre nosotros flota un vago deseo de fomentar la produccion de nuestras minas de carbon. Hace años se concedió una garantía de interés al ferrocarril de la Compañía de Arauco, para trabajar sus minas. Mas tarde se ha hablado en varias ocasiones de la necesidad de reformar la lejislacion minera, atribuyéndole en gran parte la culpa de las dificultades con que se tropieza para hacer nuevas explotaciones.

El Gobierno desde hace años encargó a Europa sondas para reconocimientos de terrenos carboníferos, las cuales, casi en todos los casos, puso a disposicion de los propietarios influyentes que hicieron exploraciones mas o ménos desgraciadas en sus yacimientos por falta de estudio preliminar detenido para escojer los sitios mas favorables para los sondeos.

Todos estamos por último convencidos de que puede emplearse mayor cantidad de maquinaria para efectuar la estraccion del carbon abaratando así la produccion, pueden igualmente surgir las fábricas de briquetas i otras de sub-productos que proporcionan los carbones quemados en hornos modernos de recuperacion.

Puede decirse que en ninguna gran industria se han hecho mas progresos en los últimos años que en la de los carbones. La química unida al trabajo del ingeniero mecánico ha creado maravillas. Desgraciadamente, la mayoría de nuestros planteles tienen una direccion anticuada i se contentan con la ganancia fácil de un 20% que les ofrece una competencia limitada.

En los últimos tiempos, la apertura del Canal de Panamá i la perspectiva de ver llegar a nuestras costas carbon superior al nuestro traído como flete de retorno por los vapores que esporten mineral de hierro, ha alarmado a estos tranquilos industriales que usufructuaban de una situacion bastante privilegiada. I hemos visto que se ha propuesto un proyecto en la Cámara para poner derechos a los carbones importados de Atacama al Sur del país.

Si es por que se cree que pueda llegarse de este modo a dificultar la esportacion de minerales, me parece que el camino debe ser otro. Si por otra

parte se deja la importacion libre en las provincias salitreras para fomentar el desarrollo de esta industria, ¿por qué se iria a entorpecer el desarrollo de la industria minera del cobre, que es la única gran industria de las provincias de Atacama i Coquimbo? ¿Por qué se llegaria hasta impedir la única expectativa que tenemos de ver establecida la fundicion de lingotes de hierro en los puertos esportadores de minerales?

La simple enumeracion de estos tópicos indica la gran cantidad de materias para estudiar que tenemos por delante.

No pretenderemos nosotros por cierto esclarecerlos en este modesto trabajo, que no tiene otro alcance que el de presentar un cuadro de la produccion de los combustibles en el mundo en el momento actual i su influencia en el desenvolvimiento de las principales naciones, para que entre nosotros se dé la importancia que se merece al fomento de esta industria.

El Estado es el llamado por sus funciones de organizador en los países nuevos, a crear los cuerpos permanentes de hombres de estudio dotados de medios para trabajar. Sin su auxilio seguiremos vejetando i el capital extranjero organizado se apoderará cada dia mas fácilmente de nuestros instrumentos de produccion, porque los chilenos no han sido educados en esta escuela de la industria moderna, ni han comprendido su porvenir. En nuestra opinion, ninguna medida de fomento efectuada por el Estado seria comparable con la determinacion de gastar una suma anual en averiguar cuáles son las reservas de nuestras riquezas minerales i salinas, formando a la vez una escuela de ingenieros i de jeólogos, de donde saldrian los futuros empresarios nacionales.

Un ingeniero español, conocido por sus escritos en revistas técnicas, el Sr. Julio Lazúrtegui, decia últimamente las siguientes palabras en la «Revista Minera», de Madrid, deplorando el pequeño consumo de hulla en España por habitante, que es de 350 K., cuando en Béljica es de 3,400, en Alemania de 4,200 i en Inglaterra de 4,500.

«Aceptemos la realidad tal cual es. El futuro potencial económico de las naciones, el respeto que inspirarán, se hallarán en razon directa de la fuerza motriz de que podrán disponer, aplicada a un conjunto amplísimo de actividades, la ferroviaria inclusive. Desde luego que deben ser comprendidas en ese cálculo las reservas hidráulicas, como igualmente la riqueza en petróleo; de otro lado, los adelantos científicos aparte el ya practicado obtenimiento del nitrógeno del aire facilitarán la jeneracion de fuerzas por sistemas hoi desconocidos. Talvez sobre la zona ecuatorial, surjan, en un porvenir no lejano, aprovechamientos inauditos de calor, trasformable en electricidad; ni soñados hoi».

Esto es enteramente razonable, i puede contarse con seguridad sobre estos progresos incontables de la técnica, porque se encuentran bajo el

dominio de la inteligencia humana, que persigue sin cesar la trasformacion de las fuerzas.

En cuanto a nosotros, no desesperamos presenciar el desarrollo de los acumuladores de electricidad para el transporte de los barcos a traves de los mares, i en cuanto a la electrificacion de los ferrocarriles, creemos que será cuestion de mui pocos años para las líneas de tráfico intenso.

Pero miéntras tanto, como dice de Launay en su artículo sobre la hulla, publicado en traduccion en este mismo *Boletín*, las fuerzas hidráulicas no sustituyen todavía la hulla, sino que por el contrario, parece que en donde se efectúan grandes instalaciones de fuerza motriz para crear nuevas industrias, se necesitará mas carbon que ántes, fenómeno análogo al producido en el aumento de tráfico de una via fluvial i una via férrea, paralela posterior, cuando se empezaron a construir los ferrocarriles.

En España, donde ya el cuerpo de Ingenieros de Minas ha efectuado recientes investigaciones durante mas de treinta años, se tiene una amplia base para la produccion futura del pais, contándose con 6,220 millones de toneladas reconocidas, o sea, una existencia comparable a la de Bélgica. Sin embargo, como las minas sólo producen en la actualidad 4,5 millones al año, de los 7,5 millones que consume el pais, se ha presentado últimamente el ministro Dato, por el Ingeniero Jefe Sr. Luis Adaro, un plan estudiado para que el Gobierno español contribuya al desarrollo de tan importante industria, remontando la produccion de 10 a 12 millones de toneladas al año. Segun nuestras informaciones, este proyecto podrá realizarse mediante la inversion de un capital de unos 150 millones de pesetas. Es este uno de tantos ejemplos de la cooperacion que se pide al Estado para imprimir un rumbo a la política económica nacional.

Para dar mayor claridad al presente trabajo, lo dividiremos en los siguientes capítulos:

1.—Clasificacion de los carbones.

2.—Reservas mundiales de carbon.

3.—Los grandes productores: Estados Unidos, Gran Bretaña, Alemania.

4.—Los medianos productores:

Francia, Austria-Hungría, Rusia, Bélgica, Japon, China, India, Canadá, Australia.

5.—Los pequeños productores:

Africa del Sur, España, Nueva Zelandia, Méjico, Chile, etc.

I.—Clasificacion de los carbones

Los carbones pueden clasificarse de acuerdo con la edad jeológica o con su aplicacion industrial. Entre los ingleses i norte-americanos, la clasificacion mas corriente es la que los divide en antracitas, carbones bituminosos, sub-bituminosos i no bituminosos.

La primera categoría de carbones bituminosos comprende: Los carbones usados para fabricar el gas de alumbrado, caking coal, o gas coal, para fabricar el coke metalúrgico, i como combustible de las calderas (Steam Coal).

La segunda comprende las clases intermediarias designadas con el nombre de Soft coal, Cherry coal, Cannel coal.

La tercera comprende el Brown coal, i lignitos o carbones inferiores, entre las cuales hai variedades que se acercan mas a la hulla sub-bituminosa que a la variedad mas leñosa o turbosa. En Estados Unidos, las estadísticas distinguen especialmente las antracitas i los carbones bituminosos que comprenden todas las categorías de sub-bituminosos i lignitos. En este pais se suele tambien llamar «hard coal» a la antracita i «soft coal» a los carbones bituminosos. La clasificacion francesa o belga es mas detallada i está basada sobre las propiedades que desarrollan los diversos carbones cuando se les somete a la combustion. Aunque el número de las categorías así establecidas aumenta i se presta a confusiones en el lenguaje ordinario, estas denominaciones se han conservado en los mercados de carbones de estos paises, i cada una tiene su precio correspondiente.

Damos un cuadro tomado de la obra belga de A. Daxhelet, «Cours de Métallurgie», donde están reunidos los datos que interesan en la práctica i donde aparecen en sus respectivos lugares las maderas, las turbas i los petróleos.

Calorífico real.	Industrial agua a 10 vaporizada a 112 por Q quemado	Naturaleza i aspecto del carbon obtenido con el combustible en polvo.	
3,622		Pulverulento opaco.	
3,400	3,67	Idem	
3,300 a 6,400	3,24 a 4	Idem	
6,480 a 7,000	4 a 5	Idem, a veces brillante.	
8,000 a 8,500	6,7 a 7,5	Idem	
8,500 a 8,800	6,7 a 7,5	Fundido.	
8,800 a 9,300	7,6 a 8,3	Fundido poco compacto.	
9,300 a 9,600	8,4 a 9,2	Fundido mui compacto.	
9,363	9,2 a 10	Pulverulento o fritté.	
9,300 a 9,500	9 a 9,50	Pulverulento brillante.	
11 000			
Proporcion de O Az H.	Por 199 de combustible puro hai de materias volátiles.	Carbon obtenido calcinado en vaso cerrado con combustible seco.	Poder de C H
8	72 a 70	0,28 a 0,30	5,717
7	70 a 65	0,30 a 0,35	3,516
7	70 a 65	0,30 a 0,35	3,516
6 a 5	65 a 60	0,35 a 0,40	5,000 a 7,000.
5	60 a 50	0,40 a 0,50	7,000 a 7,289.
4 a 3	45 a 40	0,50 a 0,60	7,800 a 8,150.
3 a 2	40 a 32	0,60 a 0,68	8,300 a 8,500.
2 a 1	32 a 26	0,68 a 0,74	8,300
1	26 a 18	0,74 a 0,82	8,600 a 8,800.
1	18 a 10	0,82 a 0,90	8,897
1 a 0,77	10 a 8	0,90 a 0,92	
0,20 a 0,10	90 a 100	Nulo o casi nulo	9,887

Nombre de los combustibles	Composicion elemental (1)			Proporcion de O por 1000 de C	Proporcion de H por mil de C.
	C.	H.	O+ Az		
Celulosa. (Materia leñosa pura C H O.)	44,44	6,17	49,39	1111	139
Madera. (Celulosa i materia in- crustante.)	50 a 51,75	6 a 6,30	44 a 41,95	880 a 800	120 a 122
Turbas i maderas fósiles.	58 a 63	6 a 5,5	36 a 31,5	620 a 500	100 a 85
Lignitos.	65 a 75	6 a 4	29 a 21	450 a 280	92 a 53
Hullas secas de llama larga.	75 a 80	5,5 a 4,5	19,5 a 15	260 a 190	75 a 60
Hullas grasas de llama larga o carbon para gas.	80 a 85	5,8 a 5	14,2 a 10	180 a 120	70 a 60
Hullas grasas ordinarias o carbon para forja.	84 a 89	5 a 5,3	11 a 5,5	130 a 60	65 a 56
Hullas grasas de llama corta o de carbon para coke.	88 a 91	5,5 a 4,5	6,5 a 4,5	70 a 50	62 a 50
Hullas antracitosas magras o se- mimagras.	90 a 93	4,5 a 4	5,5 a 3	50 a 40	50 a 35
Antracitas.	93 a 95	4 a 2	3	30 a 25	35 a 30
Petróleos.	80 a 85	15 a 14	3 a 1	30 a 15	185 a 175

(1) La proporcion de Az pasa rara vez de 1% del peso del combustible.

La distribucion de estas diferentes clases de carbones en el mundo es importante de considerar porque, como se sabe, no todos sirven para los mismos objetos industriales.

Refiriéndonos de una manera global a los carbones que se usan para el consumo doméstico, se prefiere para estos usos las antracitas i el coke, que provienen de las usinas que fabrican el gas de alumbrado. Se obtiene así un combustible que da poco humo i no ensucia tanto las cocinas, los caloríferos i las estufas o chimeneas. En ciertos países donde abunda la antracita, como en los Estados Unidos, se preparan diversos tamaños de este carbon, que se destinan a diferentes usos. En los motores de gas pobre su uso se ha hecho mui estenso.

Como carbones para los vapores se prefiere la calidad compacta del tipo llamado de Cardiff, que se puede trasportar con facilidad, con pocas pérdidas, porque no se muele fácilmente, i tiene ademas un gran poder calorífico, lo que es una economía en el volúmen que ocupa en las carboneiras de los barcos.

Para los ferrocarriles se usa un tipo inferior i en verdad segun el país, i segun la zona de éste cuando es mui grande como los EE. UU., se emplea el que está mas cercano, adoptándose los hogares para quemar ciertas clases determinadas. Así por ejemplo, en Bélgica i Francia hai locomotoras que consumen solamente granzas o menudos, que valen ménos de las dos terceras partes de los tamaños mayores. Con el desarrollo de la fabricacion de briquetas o aglomerados en las minas, estos hogares no se han desarrollado mucho en otros países.

Por último, es preciso hacer una distincion esencial entre los carbones o hullas para la fabricacion del gas de alumbrado i los que sirven para obtener el coke metalúrgico. Este punto tiene mucha importancia debido al enorme consumo que efectúan los altos hornos para la fabricacion del lingote de hierro. En un distrito hullero los carbones que pueden proporcionar esta clase de hullas son mui contados.

En Inglaterra, por ejemplo, los centros donde se produce el coke metalúrgico son Durham i York. La clase empleada con este objeto es la conocida con el nombre de New-Castle en el comercio. Otros centros menores son Cumberland, Derby, Lancaster, Monmouth, Stafford i Glamorgan. En Escocia existen Lamark i Stirling. En Alemania, para tomar otro ejemplo, los carbones de Westfalia son los mas reputados para este objeto, i de ahí viene que la industria del acero se halla concentrada en esa rejion. Los carbones del Saar i los de Siberia producen tambien coke pero ménos i de calidad inferior. En Bélgica es el carbon de Mond el que representa este tipo.

Los lignitos que hoi día se queman con gran éxito en los hornos de gas pobre con recuperacion de subproductos del tipo Mond, se encuentran di-

seminados en casi todos los países productores de carbon. Tienen mucha importancia en la costa del Pacífico, en varios estados de Estados Unidos, en Alaska, en Rusia i Alemania, i en la China i Canadá. Hoi se producen briquetas con esta clase de carbones en gran escala en Alemania.

Si del lignito pasamos a la turba, veremos que este material existe en cantidad prácticamente inagotable en Alemania i casi todo el Norte de Europa que ha sido recubierto por los mares del período cuaternario.

Segun J. Clarke Hawshaw, presidente que fué del Instituto de Ingenieros Civiles de Lóndres, en la parte denominada Friesland o Frisia, de Alemania, existen 1,500 millas cuadradas de turberas. Cada milla cuadrada con diez piés de espesor puede desarrollar un poder calorífico superior a 300,000 toneladas de carbon. En consecuencia, puede decirse que ese país tiene mas recursos combustibles en la turba que en el carbon.

Islandia tiene un millon de acres o sea próximamente 400,000 hect. de turberas, con 10 a 30 piés de espesor.

En Suecia hai enormes cantidades que se estima podrán equivaler a 3,000 millones de toneladas de carbon. Hoi se aprovecha en este país un millon de toneladas de turba por la metalurgia i otros usos.

Los depósitos de turba de Rusia se estenderian sobre 177,000 millas cuadradas, segun un artículo de la Revue Générale des Sciences de 1915, o sea una estension superior a las turberas de Alemania, de Islandia, de Suecia i de Finlandia reunidas. El peso de turba seca seria de 100 mil millones de toneladas. En América del Norte en Estados Unidos, hai 11,200 millas cuadradas, con unos 13 mil millones de toneladas de turba, mientras tanto en el Canadá hai 37,000 millas cuadradas, que pueden estimarse con un contenido de 1,000 toneladas por acre. Esto permitiria desarrollar 4 caballos de fuerza 10 horas diarias durante 300 dias al año, por espacio de 50 años, por cada acre (Engineering Magazine, Agosto 1914).

Respecto del otro sustituto del carbon, la madera, mas antiguamente empleado, aunque hoi momentáneamente abandonado, pero posiblemente usado de nuevo en el porvenir, puede calcularse segun el Dr. Borchers, que el metro cuadrado puede producir un Kg., de madera o materia leñosa, i kilómetro daria de este modo 1,000 toneladas con 4,000 calorías, o sea la fuerza necesaria para disponer de 100 H P durante un año. El mismo autor hace notar que la actual superficie de los continentes es de 136.038,872 Km. cuadrados, así es que basta que una pequeña parte de esta superficie haya estado recubierta de vejetacion para comprender la enorme reserva de energía que hai acumulada en las capas de turbas, de carbon, etc.

Si la madera no se emplea ya como combustible sino en escala reducida i para los usos domésticos en muchos países, su empleo en la industria no es por eso insignificante. Basta considerar su empleo en los ferrocarriles,

las minas i en la industria del papel. Un autor inglés, en el N.º de Enero de 1915, del «Transaction of Mining Engineers», calcula que la Inglaterra importa no ménos de 36.000,000 £ en maderas i pulpa. Para las minas se necesitan unos 3.000,000 £ al año, que se emplean en las labores. I en cuanto al número de durmientes de ferrocarriles sube a mas de 1,500 millones i tiene un valor de 180 millones de £, que es preciso conservar mediante una renovacion parcial anual.

Todos los bosques de Inglaterra i del pais de Gales no pasan de un millon 884,110 acres, resto de la inmensa floresta destruida para alimentar los hornos para fundir hierro en los siglos pasados, el avalúo que de ellos se hace no es sino de 25 a 30 millones de £. Así pues, sin la importacion de maderas de paises como la Suecia i el Canadá, no podria mantenerse el consumo actual de las industrias en ese pais. I lo que se dice de Inglaterra puede estenderse a otros tambien, como la Béljica, etc.

PRODUCTOS DE LA HULLA

La industria evoluciona hoi en el sentido de aprovechar todos los subproductos que encierra el carbon i que ántes se perdian. De esta manera se llega poco a poco a las instalaciones de grandes centrales, como se han erijido últimamente en Alemania para fabricar el amoníaco en los alrededores de Berlin i para distribuir la fuerza motriz. La electrificacion de los ferrocarriles será un paso mas adelante que será dado en el mismo sentido por la industria de los trasportes que consume en los paises de 1/4 a 1/5 parte de su produccion, cuando se encuentran dotados de este combustible por la naturaleza.

En resúmen, puede decirse que la hulla da:

I.—Coke, que está constituido por carbono principalmente, i se quema sin humo.

II.—Gases diversos como el formeno, etileno, acetileno, hidrógeno, ácido de carbono, ácido carbónico, ázoe, sulfuro de hidrógeno, vapores de sulfuro de carbono, de sales amoniacales i de carburos de hidrógeno. Estos gases se emplean como fuerza motriz quemándolos en calderas adecuadas de vapor, que lo suministran a las turbinas de vapor o máquinas Compound para los grandes tipos, o a máquinas ordinarias de condensacion para las unidades menores. O bien los gases se emplean directamente en los motores de esplosion, fabricándose hoi dia corrientemente tipos de 1,000 caballos i hasta de 5,000, principalmente usados en los planteles metalúrgicos alemanes (Thyssen, Krupp, etc.)

III.—Aguas amoniacales que sirven para fabricar el sulfato de amoníaco tan usado como abono en la agricultura europea i norte americana,

en competencia con nuestro salitre. También existen otras aplicaciones de grande importancia industrial para el amoníaco, tales como las fábricas de frio artificial, hoy tan usadas en el ramo de la conservacion de los alimentos, carnes conjeladas, etc., la fabricacion del carbonato de soda llamado vulgarmente soda, etc.

IV.—Los prusiatos i los cianuros, que proporcionan el azul de Prusia.

V.—Los alquitranes que sirven para preparar el benzol, que puede sustituir la gasolina en los motores de automóviles i aeroplanos i los colores de anilina, como la alizarina, que ha reemplazado el producto de una planta. También se extrae de ellos productos farmacéuticos, tales como el ácido fénico, la aspirina, el sulfonal, esencia de almendras amargas, etc.

CONSUMO EN LOS FERROCARRILES, INDUSTRIAS, FABRICAS, etc.

Pero no basta enumerar estas aplicaciones tan variadas de los carbones, es preciso investigar con mas detenimiento las cifras i los valores que ellos representan.

No tenemos a la vista un cuadro completo de la distribucion de los carbones en los paises de gran produccion. Pero vamos a citar dos ejemplos, tomados uno de Inglaterra i otro de Francia.

En 1895, cuando el consumo interior de Gran Bretaña era de unos 150 millones de toneladas, correspondia, segun Gisbert Kapp (El transporte eléctrico de las fuerzas):

Usinas metalúrgicas, minas, etc.....	44%	o sea	66 000 000
Usos domésticos.....	26%	»	39 000 000
Ferrocarriles.....	5%	»	7 500 000
Fábricas.....	25%	»	37 500 000
			150 000 000

El número de toneladas para la produccion de fuerza sola en las fábricas lo estima este autor en 30 000 000 toneladas en ese año.

Según la estadística de ese año, se usaron en los vapores del comercio exterior cerca de 10 000 000 de toneladas i se esportaron 34,5 millones mas en total. La produccion correspondió ese año a 189 660 000 toneladas, el cabotaje debe haber empleado 1 500 000, pues en 1912 llegó a 2 252 000.

El consumo de los vapores que hacian la carrera al extranjero en 1912 llegó a 18 291 000, de manera que agregando esta cifra a 2 252 000, tenemos 20 500 000. Suponiendo que la marina de Inglaterra tomara la tercera parte del combustible que lleva en sus bodegas en el viaje de regreso, llegaríamos

a 26 600 000 toneladas i como ella tiene cerca del 45% del total del mundo, habria que admitir que en la navegacion mundial se consumen mas de 59 000 000 de toneladas.

En Francia, según la estadística oficial para 1908, citada por Jean Brunhes en su *Géographie Humaine*, página 481, el consumo se habria repartido así:

Metalurgia i obra gruesa.....	9 200 000 toneladas
Industrias diversas.....	16 900 000 »
Ferrocarriles.....	7 800 000 »
Marina Mercante.....	1 200 000 »
Usos domésticos.....	10 500 000 »

Hai que agregar a ésto el consumo de las minas de carbon que llegó a cerca de 5 000 000 i queda para el rubro de varios un sobrante de 3 137 000, pues el consumo total del pais fué ese año de 54 737 000 i la produccion de 37 384 000.

Si comparamos los consumos anteriores con el de la red de Prusia en 1911, que cuenta con 38 000 K., vemos que ésta ha necesitado 10 824 000 toneladas valuadas en 132 000 000 de marcos.

Interesante seria hacer el cálculo exacto del carbon consumido en las estaciones de fuerza motriz i en los ferrocarriles de todos los países.

No disponiendo de todos los datos para este trabajo, nos contentaremos con consignar algunas cifras que nos permitan hacer un cálculo aproximado.

En 1911 se daba para Francia, por Ives Guyot, las siguientes cifras en H. P.

Potencia de máquinas de todas clases, fijas.....	3 140 500 H P
» de ferrocarriles i tranvías.....	10 307 000 H P

La fuerza hidráulica puede calcularse en mas de 630 000 H P.

En 1910, en Estados Unidos, el censo daba para la produccion total de fuerzas, 18 680 000 H P.

De éstos pueden deducirse 2 000 000 de H P hidráulicos. En cuanto a los ferrocarriles, en 1914 llegan a 50 000 000 H P. Eso sí que hai que tomar en cuenta, que esta fuerza no está produciendo su accion constantemente. La cifra sólo se refiere a la fuerza nominal de las locomotoras en servicio.

En Alemania, en 1907 existian 7 587 000 H P, de los cuales en Prusia solamente 5 190 000.

Pueden estimarse 500 000 H P hidráulicos.

En Austria Hungría.....	1 000 000 H P vapor
i	700 000 H P hidráulicos

En Suecia, casi la totalidad de las grandes fuerzas son hidráulicas superiores a 800 000 H P.

El cálculo para las máquinas fijas de Inglaterra, Escocia e Irlanda, debe arrojar un total superior a 5 000 000 H P, pues Kapp lo calculaba en 3 500 000 en 1895.

Este mismo autor calculaba para esa fecha el total mundial de la potencia de vapor en máquinas fijas en unos 10 000 000 de H P. Pero por lo que vemos de las últimas estadísticas, esta cifra, contando con los motores de gas pasaria hoy de 34 millones. No tomamos en cuenta todavía los ferrocarriles.

Para hacer un cálculo aproximado del gasto de estos últimos, calcularemos la red europea como sigue, aproximadamente, en atencion al tonelaje kilométrico acusado por las estadísticas:

Reino Unido.....	10 000 000 toneladas
Francia.....	9 000 000 »
Austria Hungría.....	9 000 000 »
Alemania.....	15 000 000 »
Rusia.....	12 000 000 »
Italia.....	2 500 000 »
España i Portugal.....	1 500 000 »
Bélgica.....	1 000 000 »
Holanda.....	500 000 »
Suecia.....	800 000 »
Noruega.....	300 000 »
Dinamarca.....	300 000 »
Suiza.....	500 000 »
Países baltánicos i Turquía.....	1 000 000 »

64 400 000

Como la red de Estados Unidos es un poco superior a la de Europa, tomaremos para este país 66 000 000, i para el resto del mundo 30 000 000, lo que nos da un total de 140 millones de toneladas, o sea la octava parte de la producción mundial.

El consumo de la fuerza motriz para las fábricas puede calcularse en Europa, basándose sobre la producción de 18 000 000 de caballos, en 90 millones de toneladas. El de Estados Unidos para 16 000 000 de caballos en 80 millones i el resto del mundo en 2 a 3 millones de caballos jenerados

con vapor, lo que daría unos 10 millones de toneladas de carbon mas, en total 180 millones de toneladas.

Así, entre la navegacion, los ferrocarriles i las fábricas, tendríamos un consumo de cerca de 380 millones en cifras redondas, representando el resto el consumo del carbon en las industrias, en el consumo doméstico i en jeneral en todas aquellas formas que aprovechan la enerjía calorífica i no mecánica del combustible, precisamente aquellas en que la electricidad no puede reemplazar con ventaja al carbon.

Este consumo de 320 millones de toneladas para los ferrocarriles i fábricas puede representar un desarrollo de fuerza continua de unos 64 millones de caballos. Si a esto agregamos la fuerza desarrollada por los vapores que consumen unos 59 a 60 millones de toneladas i que puede estimarse tambien en 12 millones de H P, tenemos que el total de la potencia en caballos vapor en la actualidad producida con carbon, seria vecina de 76 millones H P. En 1878, el profesor norte americano Thurston la calculaba solamente en 15 millones producidos con vapor exclusivamente. En estos cálculos no hemos podido separar los motores de vapor de los de petróleo, i sólo los damos como aproximados.

Si comparamos la cifra de 320 millones de toneladas equivalente a un consumo de fuerza continúa de unos 64 millones de H P, con las fuerzas hidráulicas aprovechadas, las disponibles fácilmente i los totales que podrán aprovecharse con el tiempo, tendremos:

En Europa actualmente puede estimarse:

	Aprovechadas	Fáciles de aprovechar
Rusia.....	250 000	11 000 000
Noruega.....	900 000	7 000 000
Suecia.....	800 000	5 000 000
Austria Hungría.....	700 000	6 400 000
Francia.....	650 000	5 800 000
Italia.....	800 000	5 500 000
Alemania.....	500 000	1 400 000
Suiza.....	400 000	1 050 000
Inglaterra.....	80 000	900 000
España.....	3 000 000	5 600 000
TOTALES.....	5 580 000	49 650 000

En Estados Unidos, como decíamos, hai 2 500 000 hidráulicos aprovechados, i se cuenta con 25 000 000 por lo ménos, fáciles de aprovechar. El total que se dice aprovechable se hace subir a 200 000 000 de HP. No conocemos estadísticas de las fuerzas captadas en los demas paises. No creemos lleguen a 1 500 000 H P en total, contando 1 000 000 para el

Canadá, que dispone de unos 17 millones que pueden aprovecharse i tiene ya mas de un millon captado.

Tomando en cuenta todos los continentes, es posible que las fuerzas fáciles de captar no bajen de 100 millones de caballos i los aprovechables en total, no serian ménos de 500 000 000 de H P. Es preciso advertir, que segun las cifras del ingeniero ingles citado anteriormente, Clarke H., la potencia teórica desarrollable por los rios de todo el mundo ascenderia a 10 340 millones de H P. De modo que, calculando 500 millones para un remoto porvenir, no haríamos sino captar la vijésima parte de las fuerzas totales disponibles.

Así, pues, a la luz de estos datos sobre las fuerzas hidráulicas, de que el hombre puede disponer, el temor de la crisis del carbon que puede sobrevenir para los siglos futuros, se desvanece en gran parte. La electricidad sabrá reemplazar una cuota mui importante de lo que hoi se gasta en combustible mineral con mal aprovechamiento i molestias de todo jénero. Ya existen 1 750 millas de ferrocarriles electrizados en EE. UU.; 900 en curso de electrificacion i se contempla la de 1000 millas mas. El costo se estima entre 60 000 i 70 000 dollars por milla, o sea otro tanto del valor en que se tasa la vía férrea. La electrificacion de toda la red norte americana costaria de 10 a 15 billones de dollars. Los peritos mas moderados estiman que 25 000 millas soportan ventajosamente la electrificacion actualmente, otros llegan hasta 100 000 millas de las 250 000 del total de vías férreas. El largo total de las vías férreas en el mundo era en 1892, de 385 mil millas, avaluadas en 6 000 millones de libras. En 1900 su largo era 491 i se avaluaban en 8 000 millones de libras; en 1914 se ha llegado a 625 000 o próximamente 1 000 000 de kilómetros, que pueden avaluarse en 10 000 millones de libras.

Hoi se efectúan corrientemente en Estados Unidos trasportes de fuerzas a 200 millas de distancia (el de Colgate a San Francisco tiene 220), abarcando un área de 125 000 millas cuadradas o sea unos 32 millones de hectáreas aproximadamente. Pero ya se habla de trasportes posibles a 1 000 millas con nuevos trasformadores que permitirían subir el voltaje a 750 000 voltios i dividir los Estados Unidos en cuatro o cinco sectores para aprovechar las principales caidas. El salto del Niágara solamente puede dar 7 000 000 de H P. La combinacion de estas centrales de fuerzas con las instalaciones electro químicas para aplicar la electricidad a la industria, a un precio baratísimo, puede traer una inmensa revolucion que economizaría gran cantidad de carbon.

De hecho, éste se malgasta inconsideradamente en los paises donde es mui barato como los EE. UU., como vamos a verlo en la producción del coke que sirve para alimentar las industrias metalúrgicas.

Como en casi todas las industrias, los alemanes son los que están a la cabeza de las innovaciones para suprimir los gastos inútiles o mejorar los

rendimientos de fabricacion. Desde hace veinte años no se quema el carbon sino en hornos de retorta o de recuperacion, miéntras tanto en Inglaterra i EE. UU. es mui jeneral aún el uso del horno del tipo bee-hoven, en el cual se pierden los gases jenerados, se disminuye la cantidad de coke producido, i la produccion es mas pequeña por unidad.

Siendo de interes para nosotros conocer la marcha de la fabricacion del coke porque es la que contribuye por ahora todavía a proporcionar la mayor parte del sulfato de amoníaco, competidor de nuestro salitre, daremos algunos datos al respecto, para Alemania, Inglaterra i Estados Unidos, que son los mayores productores.

Alemania

Segun la revista «Stahl und Eisen», de 5 de Marzo de 1914, la produccion en 1912 fué la siguiente:

Stahl, u. E., 5 Marzo de 1914.

Coke	Alquitrán	Benzol	Amoníaco	Gas de alumbrado
26 387 037	814 864	103 708	344 810	106 023 629
1 805 529	71 852	7 697	18 124	39 490 566
890 733	29 756	4 756	9 061	4 860 244
2 101 563	103 873	18 601	34 963	
64 414				
31 249 276	1 020 343	134 762	406 958	150 374 439

1913.—Produccion de coke en Alemania

	Número de perso- nas aseguradas		Hornos	Totales	Funcionando	
			Con	Sin	Con	Sin
Rhin-Westfalia.....	139	20 830	18 024	3713	16 336	2 210
Dirt, Saar i Alsacia						
Lorena.....	10	2 533	11 461	844	11 353	773
Baja Silesia.....	7	1 343	877	60	784	113
Alta Silesia.....	15	4 364	2 324	18	2 265	18
Sajonia.....	7	107		195		167
	178	29 177	22 682	4830	20 738	2 381

i el valor respectivo de la produccion fué:

Coke.....	506 232 000	Marcos
Alquitran.....	21 628 000	»
Bensol.....	19 738 000	»
Sulfato i otros comp. amon.....	99 289 000	»
Gas.....	2 898 000	»
	649 785 000	»

Puede decirse que el 80% de los hornos empleados eran de recuperacion de los sub productos, pues todos eran del tipo retorta, no conociéndose el «bee hoven» (Meissner, el horno moderno para coke con recuperacion).

Si fuéramos a asignar el costo de instalacion que se calcula en EE. UU. por tonelada de carbon que se gasifica al dia o sea 1 600 dollars, usando un rendimiento de 0,65, llegaríamos a la cifra de 220 millones de dollars, i aun rebajando un 20% de las instalaciones que no son con recuperacion completa, se vé que los capitales invertidos en esta industria son enormes.

Inglaterra

La estadística inglesa dá el coke producido en hornos comunes para gas de alumbrado i en coke metalúrgico en hornos de recuperacion i «bee hoven», pero no separa estas dos sino por el número de unidades mas no en su respectiva produccion. El ingeniero americano Blanvelt ha hecho este trabajo para 1911 en la forma que sigue: American Iron & Steel I. May Meeting).

Número de hornos Bee hoven.....	14 300
Carbon consumido (300 dias).....	8 580 000 toneladas inglesas
Coke producido con rendimiento 65%.....	5 577 000
Número de hornos con recuperacion.....	6 524
Carbon consumido (360 dias).....	19 743 200
Coke producido con 70%.....	8 220 240

o sea el 59% de la cantidad total es producida en hornos de recuperacion.

La cantidad que arroja la estadística oficial para el total de ese año es, sin embargo, inferior a la citada por este autor, pues sólo dá 11 474 174 toneladas de coke metalúrgico. Para el coke obtenido en la fabricacion de gas este total es de 7 483 105 para 1911, i el total del carbon empleado en estas dos clases de trasformaciones asciende a 34 460 140 toneladas.

El valor de los productos totales es 12 446 250 £.

Estados Unidos

Por lo que respecta a este país, el carbon empleado para la fabricacion del coke metalúrgico fué de:

53 278 248 tons. de 2 000 libras

La produccion de coke fué de..... 35 551 489 toneladas

De ésta se fabricaron:

En Bee Hoven..... 27 703 644

En by-product o recuperacion..... 7 847 845

Se emplearon:

10 446 584 toneladas de carbon para los últimos [con rendimiento 75%

42 831 664 toneladas de carbon para los primeros con rendimiento 64,7%

Esto indica que un 22% solamente se fabrica en hornos de recuperacion.

Este carbon coke se fabricó en 59 160 hornos del tipo Bee hoven i en 4 320 hornos de recuperacion.

El valor del coke producido fué de 35 551 489 dollars. El valor de los sub-productos se estima en \$ 10 033 961, obtenido del siguiente modo:

32 274 861 piés cúb. de gas de venta avaluados en..... 3 781 218

69 410 559 galones de alquitran..... 1 638 314

72 920 056 litros de sulfato de amoníaco..... 1 943 761

4 660 596 licor amoniacal..... 548 824

Segun Ed. W. Parker, jefe del servicio estadístico minero, el valor de los sub-productos igualó el valor del carbon en las minas.

El valor de los productos perdidos en los Bee hoven vale entre 35 i 40 millones de dollars al año. El profesor Thomas Norton lo estima recientemente en 38 millones (Scientific American, 4 Marzo 1916.)

Si todo el coke se hubiera producido en hornos de retorta sin recuperacion, se habrian necesitado 20 000 hornos, que podrian producir 20 HP por hora en calderas de vapor o sea 400 000 HP por hora todo el año.

En el solo distrito de Connellsville i Lower Connellsville, en Pensilvania, se podria producir de este modo 180 000 HP.

Se ha hecho el cálculo con los datos del superintendente del ferrocarril de Pensilvania, que entre Pitsburgo i Harrisburgo el tráfico de trenes podria mantenerse con 80 000 HP, sustituyendo los hornos Bee hoven por otros de retorta del tipo «Waste Heat» i sobrando todavía otros 80 000 HP. Son

4 197 trenes de carga i 74 269 de pasajeros por mes. El cálculo deja un gran márgen para el incremento del tráfico.

Los capitales invertidos en los hornos americanos para fabricar coke pueden estimarse como sigue: Los Bee hoven se calculan en 400 dollars cada uno (W. G. Towing Eng. Mag. Noviembre 1901), i como existen 100 000, de los cuales, como dijimos, sólo 59 000 funcionaron en 1911, estas instalaciones representan 40 millones de dollars.

Los hornos de recuperacion cuestan 1 600 dollars por tonelada diaria de carbon que se transforma en coke, de manera que los hornos deben avaluarse en un mínimum de 72 millones de dollars. En total, tenemos 112 a 115 millones de dollars invertidos en la fabricacion del coke.

La estadística mundial del sulfato de amoníaco nos da para 1913 las siguientes cifras:

Alemania.....	550 000 toneladas métricas		
Gran Bretaña.....	420 000	»	»
Estados Unidos.....	193 000	»	»
Francia.....	74 000	»	»
Bélgica.....	51 000	»	»
Austria H. i otros paises.	161 500	»	»

1 450 000

contra 1 300 000 toneladas en 1912.

El consumo de este producto, segun estadísticas americanas, habria sido para los tres primeros paises, en toneladas de 2 000 libras:

	Estados Unidos	Alemania	Reino Unido
1910.....	179 178	385 805	97 440
1911.....	230 743	407 851	98 000
1912.....	232 003	468 478	100 800

La importacion de Estados Unidos fué:

1910.....	63 178	Precio por tonelada	\$ 55,60
1911.....	103 743	»	» 62,21
1912.....	67 003	»	» 65,95

Comparando los aumentos de produccion en Alemania i EE. UU., se vé que en el primer pais han pasado de 40 a 70 000 toneladas, mientras tanto en el otro no han superado 38 000.

El señor Alejandro Bertrand, en su reciente folleto sobre la Industria i el Comercio de las Sustancias azoadas, calcula la produccion mundial de coke producido en 120 millones de toneladas, i agrega que, aceptando una

produccion de 2% de sulfato como capacidad productora actual de sulfato, se vé que ésta no es inferior a 2 400 000 toneladas, miéntras tanto la produccion mundial efectiva es sólo de 1 500 000 toneladas.

Quédanos por mencionar una aplicacion de gran importancia en el porvenir de todos los carbones, i en su combustion en hornos de recuperacion del tipo Mond, inventor de un proceso patentado en Lóndres en 1883 e introducido en Alemania en 1907.

Por aquellos años del invento de Luis Mond, el célebre físico e inventor Sir William Siemens, dijo en una conferencia celebrada en Glasgown en 1881, las siguientes palabras reproducidas por el señor Blanvelt, ya citado:

«Soi bastante atrevido para avanzar de que el carbon en el estado natural no debiera emplearse como combustible para objeto alguno cualquiera que sea, i que el primer paso hácia una produccion racional i económica del calor es la retorta para gas o el jenerador de gas, en los cuales el carbon, o bien es convertido enteramente en gas o convertido en gas i coke como ocurre en nuestras fábricas de gas comunes».

Este distinguido hombre de ciencia murió ántes de ver en práctica los hornos de recuperacion actuales, pero con su invento del horno Siemens que lleva su nombre aplicado a la metalurgia, revolucionó la industria i las ideas de sus contemporáneos.

Partiendo de la idea de que disminuyendo la temperatura de la calcinacion se aumenta el rendimiento de amoníaco recuperable, el inventor Mond insufla vapor de agua junto con el aire, separando el proceso en dos partes.

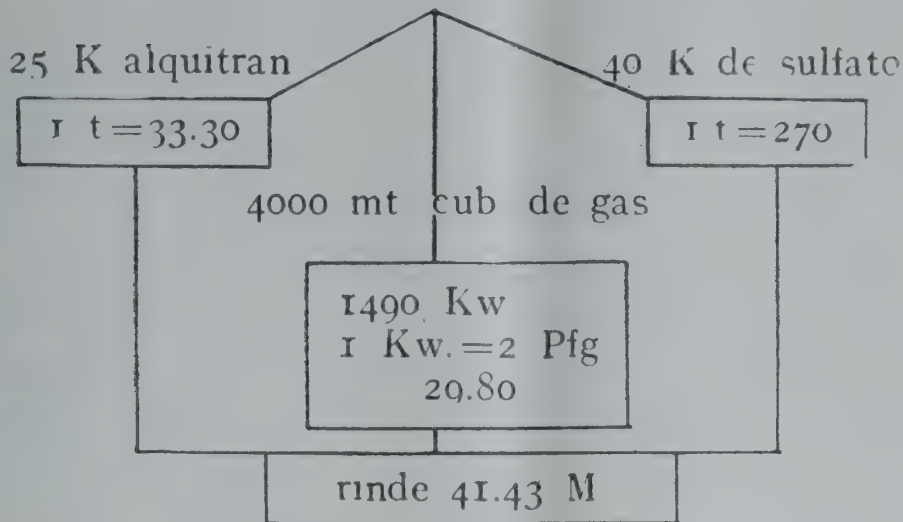
Con la temperatura alta de los hornos de recuperacion para fabricar coke metalúrgico, queda hasta un 80% a veces del amoníaco en el coke i gas.

La distribucion del ázoe en estos sub-productos, segun el ingeniero O. Wolff, de Saarbrücken, en un artículo publicado en Stahl u E. el 19 de Marzo de 1914, es el siguiente para varios tipos de carbones:

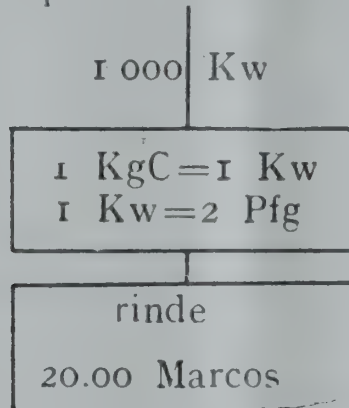
Del total del ázoe	Carbon de Westfalia	del Saar	Ingles
Van al coke.....	30 a 35,6%	63,9	43 - 65%
Van al gas.....	55 a 47,1	16,1	21 - 35
En forma de amoníaco.....	11,9 - 14,1	15,9	11 - 17
En el alquitran.....	1,3 1,4	} 4,1	
En forma de cianógeno.....	1,8 1,8		

Con el procedimiento Mond se obtiene un porcentaje mui alto de sulfato i hoi en Inglaterra, en 30 instalaciones, se obtienen 30 000 toneladas de sulfato. Damos a continuacion un esquema de los productos que rinde una tonelada de carbon o hulla con los precios respectivos de los productos de trasformacion en Alemania, segun el señor Wolff.

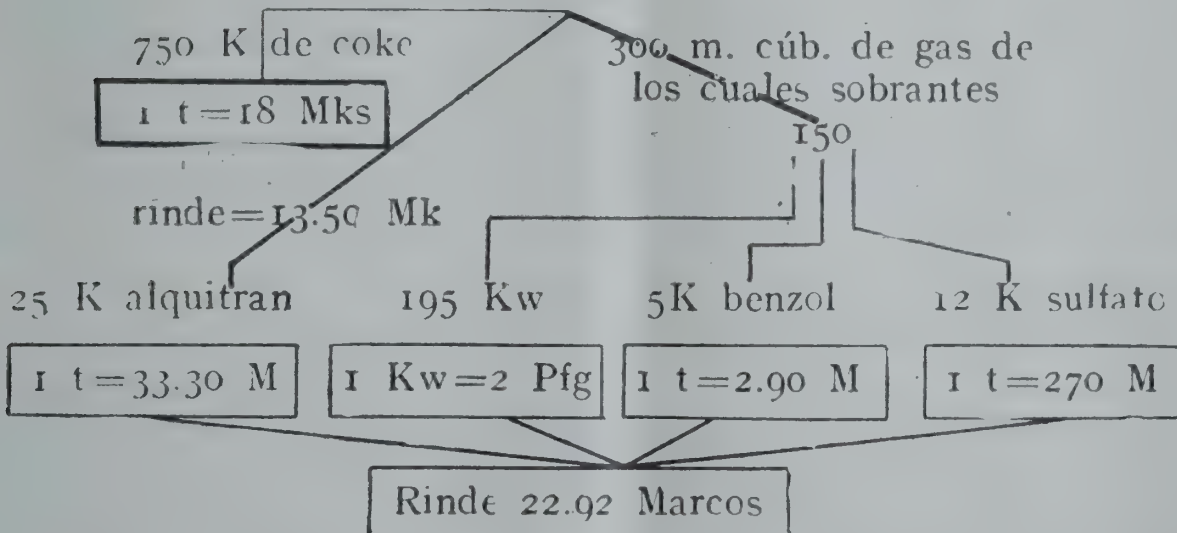
Una tonelada de carbon en gasóieno



Una tonelada de carbon = 750 000 calorías
puede producir en un motor



Una tonelada de carbon en el horno de coke



Como se vé, las cifras totales que arroja el beneficio, si puede decirse así del de 1 T. carbon, en estos tres sistemas considerados son:

20.00 Marcos 22.92 Marcos i 41.43 Marcos

i lo importante del procedimiento es que puede tambien aplicarse a la trasformacion de los lignitos, de los cuales hai inmensas cantidades en Alemania, i en el mundo entero.

Con estos nuevos procedimientos ha podido realizarse un antiguo pro-

yecto ideado por las Compañías de gas de Berlin, dueñas de 2 500 acres de terrenos de lignitos en los alrededores de esa ciudad para jenerar fuerza motriz. Durante la guerra se han erijido ahí esos inmensos planteles para transformar con mayor eficiencia la enerjía contenida en el carbon de calidad inferior i destinarla a la fabricacion de ácido nítrico o nitratos. El precio al cual se obtiene la fuerza es enteramente comparable al de ciertas fuerzas hidráulicas, como la del Niágara, por ejémplo.

El ingeniero Wolff calcula que para una instalacion de 4 500 Kw. o sea 6 736 HP con un gasto de 252 MK por caballo, o sea 1 730 000, puede obtenerse el Kw. hora entre 1.17 Pf i 2.46 Pf, con una carga efectiva de los motores de 100%, 90% i 70 i con una línea de carga de la central de 100%, 70% i 35%.

En el Niágara la corriente eléctrica se vende a 80 marcos al año el Kw.

Tomando este precio como base para la fabricacion de abonos sintéticos, el Sr. Wolff calculaba, en 1914, que el Kg. de ázoe saldria a 0.60 marcos por concepto de la enerjía i de 0.45 por los demas gastos, o sea un total de 1.05 Mk el Kg., i puesto que el kilógramo de ázoe en el sulfato que se vende a 270 Mk la tonelada, salé pagándose a 1.30, la diferencia no produce una ganancia extraordinaria.

Parece sin embargo, que con los mismos procedimientos puestos en obra despues de la guerra, se hubiera conseguido abaratar, segun dicen las revistas, los 0.60 marcos hasta 0.33, lo cual permitiria ya competir con los abonos naturales. El lignito se obtendria por unos dos marcos la tonelada.

Para los paises que no cuentan con grandes fuerzas hidráulicas i tienen carbón barato como Inglaterra, estos sistemas tienen un porvenir inmenso. Ya el profesor de Jinebra, Philippe Guye, se refirió a ellos en 1906 en una conferencia dada ante la Sociedad de Productos Químicos de Lóndres, citando cifras enteramente análogas a las dadas por el ingeniero Wolff.

Para las instalaciones en el continente europeo, Guye calculaba un costo de instalacion de 350 francos por caballo vapor eléctrico, i el precio por caballo vapor eléctrico año lo computaba en 75 francos, usando un combustible pagado a 12.50 francos la tonelada.

Para las instalaciones Mond efectuadas en Inglaterra, el precio del caballo vapor eléctrico es de 68.75 francos al año, con un combustible a 8.75 fr. la tonelada. Aplicando este último dato al cálculo del precio del ácido nítrico electro químico, éste saldria a 325 francos la tonelada i el del ázoe fijado seria de 1.58 fr. el kilógramo, precio mui vecino al del ázoe del salitre de Chile.

A este respecto agrega Guye algunas consideraciones sobre las ventajas que reportaria esta gran produccion de amoníaco a la industria electro química del ácido nítrico, con el cual puede fabricarse el nitrato de amoníaco, que por su contenido fuerte de ázoe 35%, es el compuesto azoado que mas se presta para los trasportes por ferrocarril o por vapor.

Carbones francamente malos, con 62.69% de C i 10.42% de cenizas, se han podido gáasificar con buenos resultados, pasando de 57.38% de C al gas, i quedando solamente 5.31 de C en las cenizas. Una tonelada de combustible produjo 39.59 metros cúbicos de gas saturado de agua, a 15° su poder calorífico era de 1 317,8 calorías por metro cúbico.

En cuanto a la industria química de las materias colorantes, debe ella su vida al carbon. Se calcula que en Alemania produce por mas de 400 millones de marcos al año, i la esportacion sola pasa de 300 millones. El rápido desarrollo de la produccion de benzol para sustituirlo a la gasolina o nafta es otra de las contribuciones recientes de la industria de la hulla.

Los progresos de la química aplicada en Alemania son tales, que en 1912 habia mas de 9 000 establecimientos químicos con 40 000 o 50 000 técnicos i mas de 250 000 operarios. El capital invertido era de 58 millones de £ i la produccion de 88 millones de £. (Nota 100 A. Bertrand ob. citada).

Por último, existen numerosas otras industrias que dependen tambien del carbon, como la fabricacion de ladrillos i otros materiales de construccion, tejas, tuberías de greda, cemento, cales, carburo de calcio, productos cerámicos, la industria del vidrio, i derivados como la fabricacion de botellas, etc. Todas o casi todas están basadas en el empleo de carbones de inferior calidad, i ellas constituyen en un centro carbonífero otras tantas industrias derivadas, que contribuyen al mejor aprovechamiento del material estraído.

Si consideramos ahora la industria siderúrgica, que es la madre de todas las demas i la cual consume por tonelada de acero entre 3 a 3,5 toneladas de carbon, tendremos que para una produccion de 72 000 000 de toneladas como en 1912, se deben consumir de 216 a 252 millones de toneladas de carbon.

Para comprender cuán estrechamente está ligada la fabricacion de lingotes al combustible i lo poquísimo que depende de la mano de obra, citaremos la estimacion que hace al respecto Sir H. Hadfield, el célebre metalurgista de Sheffield, en la revista de Ingenieros americanos de Minas, de Mayo de 1914.

Suponiendo que el precio de lingote en Norte América cueste 14 dollars, este precio se descompone como sigue:

Coke.....	2.00 dollars
Mineral.....	5.00 »
Caliza.....	1.00 »
Mezcla del coke, mineral i caliza.....	5.00 »
Materiales.....	0.60 »
	————— »
	13.60 »
Trabajo manual de 0.36 a.....	0.40 »
	—————
	14.00 dollars

El costo de la mezcla de mineral, coke i caliza es el trabajo que se efectúa en el Alto Horno, el cual comprende el interes i amortizacion de los planteles. Todo el trabajo, es pues, automático, quedando a la mano de obra un costo de ménos del 3% sobre el total.

II

RESERVAS MUNDIALES DE CARBON

Damos a continuacion los cuadros presentados al 13 avo Congreso Internacional de Jeología celebrado en Toronto, Canadá, en 1913, extractados de una obra mui completa intitulada: «The coal Resources of the World», preparada para dicho Congreso.

En seguida los completamos con una lista publicada por I. de Lazurtegui, en la Revista Minera de España, en donde se especifica la proporcion de reconocimientos efectuados.

De estos cuadros se desprende que el hemisferio norte encierra seis séptimos del carbon total que se calcula en el globo, debido naturalmente a la mayor estension de la formacion carbonífera.

Cerca de un 70% del carbon mundial se encuentra concentrado en el hemisferio occidental. En Estados Unidos sólo, entre las montañas Roquizas i las Apalaches, se calcula que existen las dos terceras partes de las reservas totales mundiales.

En el continente designado por los jeógrafos con el nombre de Eurosia, los carbones están distribuidos cerca de los mares principalmente. Tenemos así las cuencas británicas, las francesas, belgas i alemanas separadas unas i otras por el mar del Norte. Los carbones bituminosos de Rusia se extienden al Sur del Océano Artico. Sus grandes reservas del lado del Pacífico están cerca del Océano i lo atraviesan de la China al Japon en la parte designada con el nombre de Mar del Japon. Las dos importantes cuencas de la India están cerca del Océano Indico. En el centro de Eurosia existen cantidades relativamente menores de carbon, pero los reconocimientos no se han hecho todavía en escala suficiente para fijar definitivamente una cifra. Considerada toda la estension desde el Atlántico hasta el Pacífico, alrededor de un décimo de las reservas mundiales, está situada en Europa, mientras que el doble de esta cantidad, o sea dos décimos, se extiende hácia las riberas del Pacífico en los países de raza amarilla.

CUADRO I.—RESERVAS ESTIMADAS DE NORTE AMÉRICA

EN MILLONES DE TONELADAS

Pais	Carbones antra- citosos.	Carbones bitu- minosos.	Car. sub-bitumin. i Lignitos.	Totales
Canadá.....	2 158	283 661	948 450	1 234 269
Terranova.....		500		500
Estados Unidos.....	19 684	1 955 521	1 863 452	3 838 657
Centro América.....		1	4	5
	21 842	2 239 683	2 811 906	5 073 431

CUADRO II.—RESERVAS ESTIMADAS DE SUD AMÉRICA

EN MILLONES DE TONELADAS

Pais	Carbones antra- citosos.	Carbones bitu- minosos.	Car. sub-bitumin. i Lignitos.	Totales
Venezuela.....		5		5
Colombia.....		27 000		27 000
Perú.....	700	1 339		2 039
Argentina.....		5		5
Chile.....		3 048		3 048
	700	31 397		32 097

CUADRO III.—RESERVAS ESTIMADAS DE EUROPA

EN MILLONES DE TONELADAS

Pais	Carbones antra- citosos	Carbones bitu- minosos.	Car. sub-bitumin. i Lignitos.	Totales
Islas Epitzbergen.....		8 750		8 750
Islas Faroe.....			50	50
Suecia.....		114		114
Rusia.....	37 559	20 819	1 658	60 106
G. Bret. e Irlanda...	11 357	178 178		189 535
Francia.....	3 271	12 680	1 632	17 538
Holanda.....	320	4 082		4 402
Bélgica.....		11 000		11 000
Alemania.....		409 975	13 381	423 356
Hungría.....		113	1 604	1 717
Austria.....		40 982	16 570	57 552
Italia.....	144		99	243
Rumania.....			39	39
Serbia.....		45	484	526
Bulgaria.....		30	358	388
Grecia.....			40	40
Portugal.....	20			20
España.....	1 635	6 366	767	8 768
	54 346	693 164	36 682	784 192

CUADRO IV.—RESERVAS ESTIMADAS EN AFRICA

EN MILLONES DE TONELADAS

Pais	Carbones antra- citosos.	Carbones bitu- minosos.	Car. sub-bitumin. i Lignitos.	Totales
Nigeria.....			80	80
Congo Belga.....		90	900	990
Rhodesia.....	2	493	74	569
U. del Afric. del S.	11 660	44 540		56 200
	11 662	45 123	1 054	57 839

CUÁDRO V.—RESERVAS ESTIMADAS DE ASIA

EN MILLONES DE TONELADAS

Pais	Carbones antra- citosos.	Carbones bitu- minosos.	Car. sub-bitumin. i Lignitos.	Totales.
Rusia Asiática.....	1	66 034	107 844	173 879
Manchuria.....	68	1 140		1 208
Japon.....	62	7 130	768	7 970
China.....	387 464	608 549	600	996 633
Corea.....	40	14	27	81
Indo China.....	20 002			20 002
Borneo Brit. Norte..			75	75
Indias Holandesas....		93	1 228	1 321
Islas Filipinas.....			66	66
India.....		76 399	2 602	79 001
Persia.....		1 858		1 858
	407 637	761 217	113 220	1 282 074

CUADRO VI.—RESERVAS ESTIMADAS DE OCEANIA

EN MILLONES DE TONELADAS

Pais	Carbones antra- citosos.	Carbones bitu- minosos.	Car. sub-bitumin. i Lignitos.	Totales
Nueva Gales del Sur		118 439		118 439
Victoria.....		52	31 114	31 166
Queensland.....	659	13 693	866	15 218
Australia Occidental.			653	653
Tasmania.....		66		66
Nueva Zelandia.....		911	2 475	3 386
	659	113 161	35 108	168 928

CUADRO VII.—RESERVAS ESTIMADAS MUNDIALES

EN MILLONES DE TONELADAS

Continente	Carbones antra- citosos.	Carbones bitu- minosos.	Car. sub-bitumin. i Lignitos.	Totales
América.....	22 542	2 271 080	2 811 906	5 105 528
Asia.....	407 637	761 217	113 220	1 282 074
Europa.....	54 346	693 164	36 682	784 192
Oceanía.....	659	133 161	35 108	168 928
Africa.....	11 662	45 123	1 054	57 839
	496 846	3 903 745	2 997 970	7 398 561

CUADRO TOMADO DE LA REVISTA MINERA DE MADRID

EN MILLONES DE TONELADAS

Europa	Cantidades re- conocidas.	Reservas pro- bables.	Totales
Alemania.....	104 178	319 178	423 356
Gran Bretaña.....	141 178	48 034	189 533
Rusia.....	69	60 037	60 106
Austria Hungría.....	15 559	40 034	55 593
Francia.....	4 503	13 079	17 583
Bélgica.....	6 000	5 000	11 000
España.....	6 220	2 548	8 768
Spitzberg.....		8 750	8 750
Italia.....	52	191	343
Asia			
China.....	18 666	976 921	995 587
Siberia.....		173 879	173 879
India.....	446	78 555	79 001
Indo China.....		20 002	20 002
Japon.....	968	7 002	7 970
Africa			
Transvaal.....		36 000	36 000
Natal.....		9 300	9 300
Zululandia.....		6 000	6 000
Africa del Sur (otras rejiones)....		4 800	4 800
Rhodesia.....	419	150	569

América

Estados Unidos.....		3 838 657	3 838 657
Canadá.....	414 804	819 465	1 234 269
Colombia.....		27 000	27 000
Chile.....	2 082	966	3 048
Perú.....		2 039	2 039

Oceanía

Australia.....	2 289	163 253	165 542
Nueva Zelanda.....	1 001	2 385	2 386
Islas Holandesas.....	774	537	1 311

Indicamos a continuacion una estadística de la produccion mundial del carbon en cifras redondas en 1913, tomada del artículo citado de Lazurtegui, modificada con la intercalacion de la produccion de Chile:

Estados Unidos.....	500
Inglaterra.....	285
Alemania.....	275
Francia.....	42
Austria Hungría.....	41
Rusia.....	30
Bélgica.....	24
Japon.....	15
China.....	14
India.....	13
Canadá.....	13
Australia.....	10
Africa Meridional.....	5.5
España.....	4.5
Nueva Zelandia.....	4.5
Méjico.....	2.5
Chile.....	1
Italia.....	0.5
Suecia.....	0.3

1 280.8 millones de toneladas

III

ESTADOS UNIDOS

Daremos comienzo a la breve descripción de la producción del carbón en los principales países, no por el más antiguo, sino por el que está a la cabeza de la producción mundial: Estados Unidos.

Tomaremos como guía a Ed. W. Parker, jefe del servicio estadístico de la Geological Survey.

Cuando se fundó este servicio que tanta importancia ha tenido en el desenvolvimiento de la riqueza minera de este país, la producción de 1882 llegaba solamente a 100 millones de toneladas de 2 000 libras. En 1890, los EE. UU. pasaban a ser el segundo productor en el mundo, con 160 millones; Gran Bretaña lo sobrepasaba todavía en 30%, pero una década más tarde los EE. UU. tomaban el primer lugar que iban a conservar ya para siempre.

La transformación de este país de nación agrícola en nación industrial, se ha ido efectuando muy rápidamente. En el espacio de cincuenta años, a contar desde 1850 a 1910, el consumo de carbón por habitante ha aumentado de un poco más de un cuarto de tonelada hasta cerca de 5,5 toneladas. En 1850 la población ascendía a 23 191 876 habitantes, y la producción de carbón fue de 6 445 681 toneladas de 2 000 libras. (Por cabeza 0,278 t.) Por ese año el consumo del Reino Unido por habitante era ya de 3 t. 8.

Diez años más tarde, en 1860, la población era de 31 443 321, y la producción de carbón subía a 16 139 736 t. o sea 514 por cabeza. En 1870 la población fue de 38 558 371, la producción de carbón fue de 36 806 560 o sea 0,96 t. por cabeza. En 1880 la población era de 50 189 209 habitantes y la producción de carbón llegó a 76 157 944 t. ó sea 1,52 t. por cabeza. En 1890 la población fue de 63 069 756, aumentando de 25% sobre la de 1880; la producción del carbón alcanzó a 157 770 963 t. y el consumo por cabeza correspondió a 2,52 t. En 1900 la población era de 76 303 387, o sea un aumento de 22% sobre la década anterior y el carbón aumentó 70%, pues pasó a 269 684 027 t. o sea 3,53 t. por cabeza.

Así, pues, mientras la población de 1850 a 1900 se acrecentaba de 230%, el carbón subía de 4084%.

El censo de 1910 arrojaba para la población la cifra de 91 972 266 y la producción de carbón fue de 501 596 378 t., indicando que la producción por habitante era de 5,5 t. de 2 000 libras. Mas abajo reproducimos las estadísticas completas.

DISTRIBUCION DE LOS YACIMIENTOS

De los 48 estados de la Unión, 32 producen carbón, pero 24 solamente lo hacen en escala considerable.

Las principales zonas de produccion se han establecido del modo siguiente:

I.—Zona del este, incluye toda la rejion bituminosa de los Apalaches, la rejion de la costa del Atlántico i la Antracita de Pensilvania.

II.—Zona del Golfo, incluye los campos de lignito de Alabama, Mississippi, Luisiana, Arkansas i Texas.

III.—Zona del interior, comprende todos los carbones bituminosos del valle del Mississippi hasta las cuencas de Michigan. Esta zona se subdivide en rejion oriental, que abraza las cuencas de Illinois, Indiana i Kentucky; rejion occidental que incluye los carbones de Iowa, Missouri, Nebraska, Kansas, Arkansas i Oklahoma; rejion sur occidental, que abarca las cuencas bituminosas de Texas, i rejion del norte, que encierra los campos de Michigan.

IV.—La zona Norte o de los Grandes Llanos, incluye los lignitos del norte i sur de Dakota i los carbones bituminosos i sub bituminosos del norreste de Wyoming i norte i este de Montana.

V.—La zona de las Roquizas comprende la parte montañosa de Montana i Wyoming i todos los campos carboníferos de Utah, Colorado i Nuevo Méjico.

VI.—La zona del Pacífico, comprende los carbones de California, Oregon i Washington.

Las últimas informaciones sobre las reservas de carbon de los Estados Unidos permiten afirmar que existe en una superficie de 339 887 millas cuadradas, a la cual todavía se puede agregar 89 482, donde puede existir carbon explotable, pero donde no hai reconocimientos suficientes. Todavía a esto puede agregarse 28 470 millas donde las capas están a profundidades superiores a 3 000 piés. La clasificacion de las reservas, en cuanto a clase de carbones, seria mas o ménos la siguiente, contando con el carbon explotado ya desde su oríjen, que sube a 9 884 247 823 t. de 2 000 libras, de las cuales 2 446 696 010 de antracita i 7 397 551 833 de bituminoso.

Antracita.....	21 000 000 000
Semi Antracita.....	1 834 100 000
Bituminoso.....	1 444 036 500 000
Semi Bituminoso.....	47 913 500 000
Sub Bituminoso.....	948 084 900 000 (Lignito negro)
Lignito.....	1 087 514 400 000 (Brown coal)
Carbones a profundidades superiores a 3 000 piés.....	675 000 000 000

La cantidad que aun hai por estraer puede calcularse en 3 527 700 000 000, o sea un poco mas de 99,5% del carbon que existia ántes de la explotacion i con la estraccion anual de 1913, que fué de 570 048 125 t. de 2 000 libras habria para 4 000 años.

Pero el hombre no puede calcular lo que va a pasar en 1900 años ni aún en 500. Basta considerar lo que ha escrito respecto a la poblacion del mundo el gran economista frances A. de Foville: «Hai en la actualidad 1 500 millones de hombres sobre la tierra. Si cada siglo viera doblar su número, llegaríamos a 3 millares para el año 2 000, 6 millares para el año 2 100, 12 millares para 2 200, 24 millares para 2 300... Henos ya aquí en una plena imposibilidad. Continuemos sin embargo. En mil años mas, serian ¡oh locura! 2 000 millares de seres humanos los que nuestro planeta tendria que soportar i alimentar... I ¿podria acaso decirse que miramos demasiado léjos? ¿Pero qué son 1 000 años en la historia del mundo? Treinta jeneraciones; el intervalo desde Aníbal a Carlomagno i desde Carlomagno a Napoleon.» (Citado por J. Brunhes, de un artículo sobre el porvenir de las poblaciones humanas).

Así, pues, toda la conclusion que deberemos sacar, es que los Estados Unidos no tendrán que preocuparse del agotamiento de sus carbones, lo que no quiere decir que no se preocupen de estudiar la mejor forma de aprovecharlos. A este respecto, el progreso en la forma como se trabajan las minas, es una demostracion de lo contrario. En los primeros tiempos del trabajo de las minas de antracita, por cada tonelada estraída se perdía una tonelada i media, ahora sucede justamente lo contrario; por cada tonelada i media estraída solo se pierde media. En las otras minas se pierde todavía media tonelada por cada tonelada estraída. Se calcula que de este modo han quedado agotadas 4 847 000 000 t. de antracita i 11 110 000 000 de carbones bituminosos, incluyendo la parte estraída.

Los numerosos problemas técnicos relacionados con el mejor aprovechamiento i trabajo de las minas han sido materia de la injerencia del Estado como en todas las partes del mundo. Hace pocos años se creaba el Bureau of Mines, en Estados Unidos, con el objeto de investigar los múltiples problemas a que da oríjen el trabajo de las minas. Fué ésta una estension del cuerpo de Jeólogos, a quien se daba mayores atribuciones para fiscalizar el trabajo en las minas i proseguir ciertos trabajos científicos que sólo el Estado puede subvencionar.

EL TRABAJO EN LAS MINAS

El número de trabajadores ocupados en las minas en 1913 fué de 750 000 hombres próximamente (747 644). Como en todas las industrias americanas, se distingue la del carbon por los grandes progresos realizados en la aplicacion de las maquinarias para la estraccion. Habria sido una imposibilidad material el haber llegado a las cifras de produccion mencionadas, si no se hubieran inventado dispositivos para aumentar i facilitar la produccion.

En 1890, cuando el empleo de las maquinarias empezaba a efectuarse

en el interior de las minas, la producción por cada hombre ocupado fué de 579 toneladas al año, en un total de 111 302 322 t. de 2 000 libras, las máquinas no intervinieron para arrancar mas de 5 000 000 de toneladas. Mientras tanto, en 1913, la producción por hombre llegó a 837 toneladas al año, i la producción total fué, para los carbones bituminosos, de 478 millones 523,263 toneladas, o sea 4,3 veces la de 1890, arrancándose 242 millones 476,559, o sea mas del 50% con máquinas. Si no se hubieran empleado máquinas, sólo podría haberse producido las dos terceras partes del total. I si la producción se hubiera efectuado durante trescientos días de trabajo, se habría podido llegar a 618 millones de toneladas.

Hace sólo diez años, el porcentaje del carbon extraído con máquinas llegaba a 27,6% i, como vemos, ha ido subiendo gradualmente, en 1910 llegó a 41,7; en 1912, 46,8%.

Dos son las clases de máquinas «circadoras» como se las llama en Chile, usadas: Las que practican un corte con una herramienta que hace las veces de sierra i las que hacen las veces de picota i perforan en las paredes de ataque que elije el minero. Ultimamente se ha ideado una máquina que puede combinar las dos acciones precedentes, teniendo el útil o herramienta, dos movimientos, uno de percusion i otro de revolucion.

Con estas máquinas no sólo se obtiene un aumento de producción, sino que tambien una disminucion en el precio del costo, porque procura una mayor proporcion de carbon entero, que se paga a un mayor precio.

La práctica de aflojar el carbon a tiros sin aflojar previamente el bloc con trabajos preparatorios a máquina, que se llama en Estados Unidos, «Shooting off the solid», va cayendo en desuso i se prohíbe terminantemente por la legislación de varios estados, pues aumenta los peligros para el minero.

Sin embargo, el empleo de las máquinas no puede hacerse jeneral, ni a voluntad en toda clase de capas, delgadas o irregulares, i seria tener una pobre idea de estas explotaciones, el figurarse que la máquina puede reemplazar el esfuerzo del hombre.

El número de máquinas empleadas en 1913 fué de 16 381 i su producción media al año de 14 802 toneladas. La cantidad arrancada a tiros (Shoot off the solid), en 1913, fué de 75 155 707 toneladas, que representan 15,7% de la producción total.

Cuando se empezaron a usar las máquinas cortadoras de cadena en 1898, Parker se expresaba en los siguientes términos sobre sus resultados en jeneral: estas máquinas que marchan con 250 a 275 revoluciones por minuto, pueden ser accionadas por aire comprimido o por electricidad. En cinco minutos despues de estar colocadas, hacen un corte de seis pies de profundidad, 44 pulgadas de ancho i 4 i media a 5 pulgadas de alto. Un record de 1 700 piés cuadrados en 9 i media horas ha sido ejecutado. Esto significaria 7 i medio minutos en término medio para cortes de 6 piés de profundidad i 44 pulgadas de ancho. Con estas máquinas el precio de venta

del carbon en las minas ha bajado de 1,12 dollars en 1887, a 0,81 en 1891. El número de máquinas ha aumentado de quinientas cuarenta i cinco en 1891 a 1 446 en 1897, i el tonelaje estraído con ellas ha pasado de 6 211 732 a 22 649 220 en el mismo período. (Comunicacion al Inst. de Inj. de Minas).

Hoi en dia, las máquinas eléctricas que toman un corte de 7 piés de profundidad, pueden arrancar, con dos hombres, de setenta i cinco a cien toneladas de carbon en la jornada de ocho horas.

De esta manera, el número de operarios ha podido reducirse considerablemente i la economía producida, si se compara con las de otros modos de arranque, es de 7 i medio centavos oro por tonelada.

LA ESTADÍSTICA DEL TRABAJO EN EL INTERIOR DE LAS MINAS FUÉ:

	Antracita				Bituminoso			
	Hombres	Dias trabajados	t. m. tonelaje por día i hombre	id. t. por año	Hombres	Dias trabajados	Medio. tonelaje por día i hombre	id. t. por año
1890....	126 000	200	1,85	369	192 204	226	2.56	579
1900....	144 206	166	2,40	398	304 375	234	2.98	697
1910....	169 497	229	2,17	498	555 533	217	3.46	751
1913....	175 745	257	2,02	520	571 899	232	2.61	837

El carbon estraído de las minas de los Estados Unidos es en jeneral tan puro que exige mui poco apartado i poco lavado. Así por ejemplo, las estadísticas de 1913 solo dan para el tonelaje total lavado i limpiado 15 millones 51 801 i 22 069 691 toneladas respectivamente.

En el estado de Pensilvania donde se estraee casi todo el coke metalúrgico solo se lavan 6 011 172 toneladas i se limpian 5 400 440 toneladas, mientras tanto en Europa ocurre una cosa mui distinta. En Alemania i Béljica todo el carbon para coke es lavado.

TRASPORTE DEL CARBON

El acarreo del carbon a los centros de consumo da lugar a un tráfico de lo mas intenso de los ferrocarriles, pues la casi totalidad se trasporta por via férrea i no por via fluvial.

Citaremos algunas Compañías que hacen los principales acarreos en 1912:

Pensilvania Railroad system.....	72 536 245 toneladas (2 000 libras)
Baltimore Ohio.....	34 376 015
New York central line incluso Pitts- burg & Lake Erie.....	30 836 347
Chesapeake & Ohio Line.....	22 353 644
Norfolk & Western.....	21 994 109
Frisco Lines.....	14 494 079

El total trasportado ese año fué de 366 864 936 toneladas de carbones bituminosos, sin contar antracitas.

Entre las líneas que trasportan antracita citaremos las principales con el tráfico de 1913:

Reading.....	12 914 887
Lehigh Valley.....	13 011 370
Lackawanna.....	9 903 541

El total de vias férreas o mas bien compañías de transportes pasa de 90.

ESTADÍSTICA DE LA PRODUCCION POR ESTADO I SU VALOR EN 1913

	<u>T. de 2000 l.</u>	<u>Valor en dollars</u>
1 Pensilvania.—Antracita.....	91 524 922	195 181 127
Bituminoso.....	173 781 217	193 039 806
2 Virginia Occidental.....	71 308 982	71 872 165
3 Illinois.....	61 618 744	70 313 605
4 Ohio.....	36 200 527	39 948 058
5 Kentucky.....	19 616 600	20 516 749
6 Alabama.....	17 678 522	23 083 724
7 Indiana.....	17 165 671	19 001 881
8 Colorado.....	9 232 510	14 035 090
9 Virginia.....	8 828 068	8 952 653
10 Iowa.....	7 525 936	13 496 710
11 Wyoming.....	7 393 066	11 510 045
12 Kansas.....	7 202 210	12 036 292
13 Tennessee.....	6 903 784	7 883 714
14 Maryland.....	4 779 839	5 927 046
15 Missouri.....	4 318 125	7 468 308
16 Oklahoma.....	4 165 770	8 542 748
17 Washington.....	3 877 891	9 243 137
18 New Méjico.....	3 708 806	5 401 260
19 Utah.....	3 254 828	5 384 127
20 Montana.....	3 240 973	5 653 539
21 Texas.....	2 429 144	4 288 920
22 Arkansas.....	2 234 108	3 923 701
23 Michigan.....	1 231 786	2 455 227
24 North Dakota.....	495 320	750 652
25 Georgia.....	255 626	361 319
26 Oregon.....	46 063	116 724
27 California i Alaska.....	26 911	95 193
28 Idaho i Nevada.....	2 177	5 285
TOTAL.....	570 048 125	760 488 785

ESTADÍSTICA DE LA PRODUCCION EN TONELADAS INGLESAS
I SU VALOR POR DÉCADAS

Antracita de Pensilvania

1870.....	13 985 960	\$ 38 360 616
1880.....	25 580 189	42 196 678
1890.....	41 489 858	66 383 772
1900.....	51 221 353	85 757 851
1910.....	75 433 488	160 275 302
1913.....	81 718 680	195 181 127

CARBON BITUMINOSO

1870.....	15 510 094	\$ 40 585 915
1880.....	38 242 641	58 443 718
1890.....	99 377 073	110 420 801
1900.....	189 567 957	220 930 313
1910.....	372 420 663	469 281 719
1913.....	427 252 860	565 307 658

TOTALES

1870.....	29 496 054	\$ 78 946 531
1880.....	63 822 830	100 640 396
1890.....	140 866 931	176 804 573
1900.....	240 789 310	306 688 164
1910.....	447 853 909	629 557 021
1913.....	508 971 540	760 488 785

EL ESTADO DE LA PENSILVANIA

Como lo vemos por la estadística, este es el estado principal productor de carbon de los Estados Unidos i contiene los yacimientos mas importantes del mundo entero. Produce 46,6% del total de Estados Unidos.

Los depósitos de antracita i de carbon bituminoso se encuentran en rejiones enteramente separadas. Los primeros se encuentran en el distrito de Wyoming, Lehigh i Schuylkell trabajados desde tiempos mui remotos, anteriores a 1820.

Once diferentes líneas férreas penetran en las cuencas i trasportan mas de 71 millones de toneladas inglesas. (Jeneralmente se emplea esta unidad para la antracita).

De estas 61,6% eran de tamaños grandes i 38,4% pequeños o menudos. De los 81 millones de toneladas producidas, 87,3% se envió por ferrocarriles

a largas distancias, 10,5% se consumió en las mismas minas en jenerar fuerza i calor, i 2,2% se vendieron para el comercio local.

Todo el material estraido se clasifica; el mas ordinario se lava i se vende a distintos precios.

Los precios en las minas en 1913 fueron por tonelada inglesa:

Tamaños grandes		Tamaños chicos	
Lump.....	3,50	Pea.....	2,50
Steamboat.....	3	Buckwheat.....	1,50
Broken (furnace).....	3,50	Rice.....	0,65
Egg.....	3,75	Barley.....	0,40
Store.....	4		
Chesnut.....	4,15		

Los precios en Nueva York son para las clases Broken, Chesnut i Buckwheat de 5, 5,50 i 2,45.

Las estadísticas del carbon despachado para otros puntos ha sido:

1835.....	560 000	1860....	8 513 000	1890....	36 615 000
1840.....	864 000	1870....	16 182 000	1900....	45 107 000
1850.....	3 358 000	1880....	23 437 000	1910....	64 905 000

Los carbones bituminosos se estienden en una superficie de 14 200 millas cuadradas; comprenden tres distritos principales: I.—El de Pittsburgo, que cuenta con la capa o manto de Pittsburgo, el mas famoso de todos. II.—El de Connellsville, incluyendo el Lower Connellsville, célebre por el manto que da carbones para el coke metalúrgico i produce 16% del total o sea 66 000 000 toneladas de 2 000 libras. El distrito de Cambria Clearfield, donde se encuentra la capa Lower Freeport. Jeológicamente las porciones principales son la Allegheny i la Monongahela, o sea cuencas baja i alta. La primera tiene siete capas industriales; la segunda, ademas de la Pittsburgo tiene cuatro capas mas trabajables. En 1841 fué cuando se hicieron las primeras esploraciones de unas 460 000 toneladas, i desde entónces la produccion siguió subiendo como sigue en toneladas de 2 000 libras.

1850.....	1 000 000	1880....	18 425 000	1910....	150 521 000
1860.....	2 690 000	1890....	42 302 000		
1870.....	7 798 000	1900....	79 842 000		

La ciudad de Pittsburgo, que tiene hoi 550 000 habitantes, ha tenido incrementos en su poblacion correspondientes a estos aumentos de la produccion.

Desde 1860 a 1870 aumentó	61 000 habitantes.
Desde 1870 a 1880 aumentó	96 000 »
Desde 1880 a 1890 aumentó	109 000 »
Desde 1890 a 1900 aumentó	107 000 »
Desde 1900 a 1910 aumentó	82 000 »

Sin conocer, sin embargo, las cifras de los carbones que pasan por Pittsburgo, no se puede tener idea de la importancia de este centro industrial.

Hasta ahora sabemos que las cuencas de Pensilvania producen mas carbon que cualquier pais del mundo, excepto Inglaterra i Alemania, que su produccion excede la de todo el resto del mundo exceptuando estos dos paises i los Estados Unidos. Pero así como este Estado es privilegiado a este respecto, así tenemos tambien a su ciudad de Pittsburgo incomparablemente dotada de utilería industrial. Su consumo de carbon es superior al de Nueva York i suburbios, con 5 000 000 de habitantes. Si se toma en cuenta el consumo local de carbon bituminoso, usado en las industrias i el coke empleado en el solo distrito de Pittsburgo, llegaríamos a: 18 538 000 mas 5 000 000 o sean 23 500 000 de toneladas de 2 000 libras. El consumo de Nueva York no es sino de 18 a 20 millones.

El total del carbon que pasa por Pittsburgo, incluso el consumo local i las remisiones a otros distritos, es de 64 300 000 toneladas, a lo cual hai que agregar 15 000 000 de toneladas de coke, que arroja un total de 79 millones de toneladas (2 000 libras.)

El total del carbon que se remite a Nueva York para el consumo local, para el carbon que se destina a las bodegas de los vapores, para su uso i el esportado que se trasborda, no pasa de 35 a 40 000 000 de toneladas, de manera que la totalidad que se maneja en Pittsburgo es doble de la primera.

El consumo propio de Nueva York se obtendria deduciendo de las cifras anteriores la esportacion i el cabotaje que llena las estadísticas para los embarcaderos de Hampton Roads i Newport News, mas una parte del carbon que consumen los vapores en sus bodegas (Bunker).

Hampton Roads	Cabotaje.....	3 805 847	Norfolk i W.
»	Esportacion.....	1 542 950	
Newport News.....		1 614 503	Cheseapeake Ohio.
El total del bunker fué para todo el pais			
7 700 000 t. tomando una tercera parte		2 566 000	
		9 429 300	

Así pues, se deducirian 10 000 000 de toneladas mas o ménos de los 40 000 000, i quedarian 30 000 000 para el consumo de la ciudad.

Por grande que parezca esta cifra no debe sorprendernos. La poblacion de Nueva York en su parte central, es decir, la que está administrada por

su municipio, ha llegado a 5 585 000 habitantes i agregando los alrededores en 15 millas a la redonda se obtiene 7 500 000. La poblacion de Lóndres es inferior a estas cifras, pues la parte central que constituye el distrito del Condado de Lóndres cuenta con 4 522 000, i sólo tomando el «outer ring» se llega a 7 200 000, que es lo que comprende el distrito de Policía Metropolitano. Pero este distrito engloba varias poblaciones que tienen sus gobiernos locales diferentes del London County Council.

En Nueva York se han instalado fábricas que manufacturan la mitad de los paños o telas que se consumen en los Estados Unidos, para el vestido. La cifra de sus transacciones en estos artefactos es superior a la de Manchester i Lóndres juntos. El sistema bancario de la ciudad comprende 50% de las transacciones de los Clearing-Houses de todos los Bancos del país. La lista de los valores que figuraban en la bolsa en 1896 por 400 millones de dollars, llegó en 1901 a 2 600 millones.

Las remisiones del distrito de Pittsburgo hácia el Oeste fueron de 28 633 000 toneladas i hácia Pittsburgo de otros distritos, 18 438 000, de las cuales 10 335 000 por via fluvial i el resto por ferrocarril. Las remisiones hácia el Oeste van todas por ferrocarril i subieron en 1913 a 17 127 000 toneladas.

La calidad de estos carbones es tan superior, que los ha hecho buscar con preferencia por los metalurjistas i fundidores.

Las compañías de ferrocarril han rivalizado con las vias fluviales para permitir su salida o su acceso por medio de tarifas mui reducidas.

Así vemos, segun un artículo publicado en el Boletín de Ingenieros de Minas de N. A., de Octubre de 1914, por A. Kuhn, sobre los yacimientos de Pittsburgo, que el flete de Pittsburgo al lago Erie es de \$ 0.83 i como los vapores que cruzan los lagos cobran 0.25 a 0.35 por tonelada para el lago Superior o el lago Michigan, resulta que el flete total es de 1.08 a 1.18 respectivamente. Miéntras tanto que el flete de los carbones del Estado gran productor de West Virginia, o los de Kentucky hasta Chicago o hasta Michigan es de 1.90. Por último, aún comparando el flete citado anteriormente con el que se cobra desde la rejion del Sur de Illinois, otro Estado gran productor, calculando solamente \$ 0.003 por t. m., se llegaría a \$ 1.05 en Gary, Estado de Indiana, sobre el lago. Por lo tanto, se puede competir con todos los demas carbones de Pittsburgo. Por otra parte, con la canalizacion de los rios como el Ohio i el Mississippi, el carbon puede ser trasportado a Nueva Orleans, a 2 200 millas de distancia, por un flete de 0.80 a 0.90 por tonelada, donde puede competir con los carbones de Alabama, a pesar de la canalizacion de los rios Black Warrior, Tombigbee i Mobile, que permitirán salir a estos carbones por una via de 515 millas de largo, en vez de tener que ir por ferrocarril hasta Greenville como ántes i trasbordarse en balsas.

El flete de este carbon de Alabama por la sola via de ferrocarril hasta Nueva Orleans es ahora de 1.30 dollars. Las lanchas que hacen la navega-

cion de los canales pueden llevar 1 000 toneladas de carbon, tienen 240 piés de largo, 32 de ancho i 8 de profundidad. Tienen motores de gas pobre, el gasto de combustible es de 2 dollars por 24 horas i andan con una velocidad de 7 millas por hora («Engineering Magazine», Enero 1914.)

El transporte por ferrocarril a la costa del Atlántico es mui bajo; a Filadelfia no vale mas de 1.60 para una distancia superior a 330 millas. Hai líneas que han bajado su tarifa por el carbon hasta \$ 0.002 por t. m.

Pero esta misma superioridad del carbon de Pittsburgh i la preferencia que se le da para llevarlo a todas partes, puede ser perjudicial para las minas de ese centro, pues se agotarán rápidamente, a pesar de las cifras que hemos visto anteriormente en jeneral para la duracion de los carbones en EE. UU.

Esta es la opinion del ingeniero Kuhn, citado, quien estima que al paso que va la estraccion, las cuencas principales no durarán mas de 40 años.

Los yacimientos de la Steel Corporation se agotarán en 20 a 25 años. Estos están en las cuencas Old Basin con 32 461 acres en Connellsville i Klondike, 33 029 en Lower Con. En cuanto al yacimiento de Westmorland que proporciona el 90% del gas de alumbrado, su agotamiento ocurrirá mas rápidamente o sea dentro de unos 15 años.

Igualmente sucederá en las cuencas de Washington i la de Green, que tiene 175 acres, será la única que pueda durar 40 años. Esta es la cifra máxima que calcula para la vida del distrito, cuyo centro es Pittsburgh.

Su cálculo lo funda del modo siguiente: Para cada tonelada de lingote calcula que se consume 1.50 toneladas de carbon para coke. Tomando 1 millon 400 000 toneladas de incremento anual de lingote, en vez de 1 171 334 de 1900 a 1914, tendríamos para las cantidades de lingote i coke:

1912.....	29 115 000	45 419 000
1915.....	33 315 000	51 971 000
1918.....	37 515 000	58 523 000
1920.....	40 315 000	62 891 000

De 75 a 80% de este coke es de Pittsburgh. En 1912 esta cantidad producida ahí fué de 35 000 000. Para la duracion de las cuencas toma un consumo anual de carbon para coke de 40 000 000 para empezar.

Para los demas cálculos del carbon para gas i carbon para ferrocarriles, toma un aumento anual de 4% durante 12 años i medio i despues produccion uniforme, 50% mayor que la actual hasta agotamiento. La produccion está dividida así desde el comienzo en:

45 000 000 toneladas al año para el carbon para gas.	
15 000 000 » » » » » »	Panhandle para ferr.
40 000 000 » » » » » »	para coke.

El incremento anual es de 1 500 000 toneladas al año para el carbon para

gas, i el del carbon para coke de 2 000 000 toneladas, hasta 70 000 000 toneladas. Para el carbon Panhandle es de 500 000 toneladas al año.

Las vetas actualmente trabajadas tienen 4 a 4 i medio piés de espesor i en partes 8 i 16 piés. Los carbones de Green tienen de 9 a 10 piés. El carbon es de contestura dura i se vende a 1.40 dollars la tonelada en las minas, precio equivalente a \$ 2.50 la tonelada de coke en los hornos de tipo bee-hive.

El carbon de primera clase tipo Panhandle se vende hasta 2.50 la tonelada. El precio a que se vende en los lagos o el Canadá es de 3.50 a 4.50, sobre la base de 2.50 en Pittsburgh. El autor Kuhn de este artículo, hace resaltar las pequeñas utilidades que estos precios reportarán a las Compañías vendedoras de combustible. Así, por ejemplo, la Compañía Pittsburgh Coal Co. ha declarado en exposiciones juramentadas ante la «Interstate commerce commission», de que sobre una venta total de 8 174 880 toneladas de Pan Handle, sólo ganó 224 000 dollars, siendo el precio de costo por tonelada, sin incluir intereses del capital invertido \$ 1 043; i sobre 10 123 587 de carbon para gas (5 070 600) i de otro carbon Thick Vein, (5 052 887) sólo ganó 1 338 000, siendo sus precios de costo \$ 0.968 i 0.928 respectivamente.

En la opinion de Kuhn, esta situacion no tiene sino un solo remedio i es mejorar las condiciones de la explotacion, i que en vez de obtener de 60 a 65% del rendimiento del carbon contenido en la mina, se obtenga 85 i 90%.

Esto se ha conseguido en la práctica ya por medio de máquinas. Con el sistema de explotacion adaptado por Tomas Lynch, el presidente de la Steel Coke de la Steel Corporation, se ha llegado a recuperar de 93 a 94%.

Las nuevas maquinarias permiten:

I.—Recuperar de 90 a 95% mecánicamente.

II.—Reducir el costo de explotacion en mantos gruesos de 5 piés o mas de 33% a 50%.

III.—Un hombre manejando las nuevas máquinas podrá producir tanto como cuatro o seis hombres con los actuales sistemas i máquinas.

Es de advertir que el término medio fué en 1913 en todo el Estado, de 1 009 toneladas de 2 000 libras. La produccion diaria corresponde a 3,78 toneladas.

El precio medio en todo el Estado fué de 1.11 en 1913. Este precio ha ido subiendo desde 1901 en que fué de 0.95 i de 0.80 por el carbon de West Virginia.

LA INDUSTRIA DEL CARBON I LA UNITED STATES STEEL CORPORATION

La parte mejor de los carbones de Connellsville i Lower C. está en manos de la U. S. Steel Corporation, que tiene valuadas sus propiedades en unos 100 000 000 de dollars, con los hornos de coke. Cuenta principalmente con 42 000 acres de carbon Connellsville valuados a 1 500 dollars cada uno, que

pueden rendir 10 000 toneladas cada uno, 15 000 acres a 800 dollars en Lower Connellsville. Tiene arrendados 50 000 acres de carbón en la Virginia Occidental, a razón de \$ 0,10 por tonelada extraída.

Posee otros 22 550 acres en 300 dollars en otros distritos de Pennsylvania.

I otros 6 500 en Ohio, Illinois, etc., a 100 dollars.

Fuera de los carbones para coke, de esta corporacion no quedan sino unos 15 000 acres, por eso su precio pudo parecer alto en las valuaciones primitivas del Trust.

En 1910 la produccion anual del Trust fué de 25 200 000 toneladas, de las cuales 20 372 500 para fabricar 13 649 578 de coke.

El costo que tiene el Trust para fabricar su coke en hornos bee hives de 1,54 neto a 1,65, sin incluir intereses en amortizacion, para los carbones de Connellsville, i Pocahontas i su transporte a los planteles de Pittsburgo, Homestead i otros es, para los de Connellsville de 2,09, de manera que resulta el precio de 3.63 neto por tonelada.

Con los nuevos hornos de recuperacion situados en los planteles para fabricar acero, el precio de este carbon coke resulta a 3,35. Los sub-productos solo ascienden a 0.78 por tonelada en su valor de venta, i como el costo para producirlos es de 0.20, queda un saldo líquido de 0,58, que es precisamente lo que sale costando la operacion de la cokificacion. Estos cálculos se refieren sólo a gastos diferentes. En los libros de la Compañía este costo, incluyendo ganancias de las Compañías intermediarias o subsidiarias, aparece igual a 3.69, pero este costo no es enteramente comparable al costo del coke fabricado en hornos tipo colmena (bee-hive).

Como dato ilustrativo, damos el cálculo del capital invertido que calcula la «Steel Corporation» para producir una tonelada de lingote de hierro Bessemer (pig-iron), sobre una base de produccion de 544 500 toneladas al año, usando minerales del Lago i carbon coke Connellsville. (Report of the Commissione of Corporations on the Steel Industry. 1913).

	Cantidad anual t.	Inversion por t.	Inversion total	Inv. por t. de lingote
Mineral del Lago e instalaciones..	1 000 000	3,55	3 550 000	6,52
Carbon para coke incluso instalaciones i hornos para coke.....	939 000	3,90	3 662 000	6,72
Fundente.....	250 000	0,52	130 000	0,24
Altos Hornos i anexos.....	544 500	10,75	5 853 000	10,75
Transporte.....			3 708 000	6,81
Capital de jiro.....			4 356 000	8,00
			21 259 000	39,04

En cuanto al precio de costo por tonelada, seria segun el mismo informe citado para 1910:

	Segun los libros de la Cía.	Utilidades Cías. subsidiarias	Costo real sin uti- dades ni intereses para otras Cías.
Mezcla mineral.....	\$ 8,63	3,68	4,95
Coke.....	3,79	0,49	3,30
Caliza.....	0,42	0,01	0,41
Mano de obra.....	0,55		0,55
Vapor.....	0,04		0,04
Reparaciones.....	0,09		0,09
Materiales i gastos.....	0,38		0,38
Fondos para revestimiento.....	0,18		0,18
Valor del gas en exceso.....	0,19		0,19
	13,89	4,18	9,71

La cantidad de mineral por tonelada de lingote fué de 1,82 o sea un rendimiento de 55% i la de coke de 1,11 tonelada. La Compañía abonaba por sus libros una ganancia de 2,08 por tonelada de mineral a las Compañías intermediarias i de 9,44 por tonelada de coke. Incluyendo la caliza, los materiales estaban cargados a 12,84 por tonelada en vez de 8,66 como costo neto.

Las utilidades que realiza el Trust sobre sus minas de carbon no son considerables, son mas bien pequeñas, como todas las demas de las Compañías carboníferas de los Estados Unidos, como veremos mas adelante. Eso sí, que el carbon les sirve de base para su industria siderúrgica, en la cual las utilidades son mui importantes.

Sobre la base de un precio de costo por tonelada de lingote de 10,21 dollars, la comision investigadora estima que con los precios enunciados mas abajo existen las utilidades por tonelada de lingote, que se apuntan i un interés sobre el capital invertido en la planta de lingote Bessemer, estimada a 39 dollars por tonelada, conforme a los valores siguientes:

Precio de la tonelada por lingote	Utilidad por T.	% sobre capital invertido
\$ 12,00	1,79	4,6
14,00	3,79	9,7
16	5,79	14,8
18	7,79	20
20	9,79	25,1
22	11,79	30,2
24	13,79	35,4

La misma Comision ha hecho un estudio prolijo para separar de las estimaciones segun los libros del Trust todos aquellos valores exajerados o que no están representados por exigencias «tanjibles», i ha encontrado, por ejemplo, que para 1907, los valores estimados por la Corporation eran de mil 651 millones 665 142 dollars, i las estimaciones de la Comision, de mil 78 mi-

llones 763 602, o sea una diferencia de 572 901 540 dollars. Así, pues, las verdaderas ganancias resultan, en la forma de remuneracion del capital, disminuidas, si se estima en %.

Haciendo de nuevo un trabajo de avalúo para cada año, desde 1901 hasta 1910, la Comision estima que las utilidades sobre el capital verdaderamente invertido habría sido:

1901.....	14,8%	1906.....	15,1
1902.....	15,9	1907.....	14,4
1903.....	11,7	1908.....	7,8
1904.....	7,6	1909.....	10,5
1905.....	12,9	1910.....	10,7

o sea un término medio de 12%.

Desde 1901 a 1910 por otra parte, la Corporation ha hecho inversiones reales por valor de 504 928 653 dollars, de manera que una gran cantidad del «agua» que habia agregado a sus acciones en su capitalizacion primitiva se ha eliminado. Este exceso lo estima el Bureau reducido en 1910 a 281 millones 51 222 dollars, mientras tanto cuando se lanzó el Trust (1901) fué de 270 793 432 dollars sobre una capitalizacion primitiva de 1 402 846 817 dollars. (Páj. 324, vol. I).

Este exceso de capitalizacion en lo que se referia al valor de los establecimientos Carnegie, era lo que este distinguido industrial llamaba «el valor de la organizacion de sus minas i talleres».

Hemos entrado en estos detalles porque creemos indispensable, para formarse una idea de lo que es la explotacion del combustible en el mundo, saber cómo están ligadas las dos mas grandes industrias modernas, la del fierro i acero con la del carbon.

Si calculamos en unos 100 000 000 de dollars el valor de las reservas de carbon del Trust del acero, que ha llegado a tener en su mano la mitad de la produccion de Estados Unidos, puede admitirse que las demas compañías siderúrgicas tendrán efectuada una inversion de otro tanto. Pero todo esto no es sino una parte de los capitales que hai invertidos en la industria carbonífera que alimenta tantos otros ramos de la produccion. Aunque no tenemos datos precisos al respecto, es mui posible que estos capitales sean mui superiores a los que hai invertidos en Gran Bretaña en la misma industria i que pasan de 120 millones de libras esterlinas, como lo veremos mas adelante. Como las Compañías siderúrgicas tienen explotaciones mineras de hierro, i ferrocarriles propios que tienen un movimiento de mucha importancia, es difícil separar los diversos capitales por rubros de industrias, en la cuota invertida en las minas de carbon.

Como hemos visto mas arriba, el Trust del acero se constituyó con reservas de minerales i carbones para un minimum de 30 años i aprovechó en

su oríjen las nuevas instalaciones efectuadas en Pittsburgh. Hoi, despues de mas de 12 o 13 años, hai técnicos que estiman que la duracion de esos yacimientos de carbon de Connellsville no durarán mas de veinticinco años. Por lo tanto, esto se traducirá por un cambio de ubicacion de los planteles del porvenir i la ciudad de Pittsburgh tenderia mas bien a decaer que a seguir su marcha ascendente.

De hecho vemos que a consecuencia de la disminucion de las leyes de los minerales, lo que hace que se haga mas costoso el acarreo de la mezcla mineral para la fundicion, por tonelada de lingote, se han erijido grandes planteles en la orilla de los lagos, tal sucede con el de Gary, por ejemplo, de la Steel Corporation. I a mas de éste hai otros mas recientes de otras Compañías en Duluth, etc.

Otros planteles se crean en la costa del Atlántico que consumen minerales de Cuba.

Para nosotros que tenemos minerales de hierro que esportar, es particularmente interesante tomar nota de estos cambios que puede experimentar la industria en Estados Unidos, principalmente en la creacion de nuevas rutas fluviales i el mejoramiento del Mississippi, cuya canalizacion está proyectada hasta la rejion de los lagos.

El canal del Erie renovado con un costo de 140 millones de dollars gastados por el estado de Nueva York, permitirá la navegacion de lanchas de 1 000 a 1 500 toneladas en una distancia de 540 millas hasta Nueva York desde el lago Erie, con 323 millas hasta el rio Hudson, que tiene 57 inclusas. Es una obra magna que tiene la mitad del movimiento de tierra del canal de Panamá. Las nuevas lanchas podrán tener 155 piés por 36 de ancho i 10 de calado i trasportarán 50 000 bushells de trigo, o sea 1 800 toneladas de este cereal. En el canal antiguo las lanchas tenian solo una capacidad de 240 toneladas.

Aunque esta ruta no favoreciera el transporte de los carbones porque no hai comunicacion fluvial desde la cuenca de Pensilvania a los Lagos, no seria imposible que despues de estar en explotacion el nuevo canal, en uno o dos años mas se iniciara la construccion de otro canal.

AVALÚO APROXIMADO DE LA INDUSTRIA SIDERÚRJICA EN ESTADOS UNIDOS

Para apreciar la influencia que tiene en la economía industrial el consumo del carbon, es preciso desde luego formarse una idea del valor que toman los productos de la siderurjia. Aunque no podremos presentar un cuadro exacto, de estos valores para los Estados Unidos, vamos a deducir un valor aproximado, tomando como base de nuestras comparaciones, el valor que se asigna a los productos totales de la siderurjia, inclusa toda la trasformacion en objetos manufacturados, desde buques hasta la cuchillería, en el

Reino Unido. A este efecto, pondremos a contribucion un trabajo mui minucioso hecho para Gran Bretaña por Sir Hugh Bell, que agregamos en el apéndice por considerarlo de gran interes.

De estos datos resulta que el precio de venta de los productos en bruto o semi manufacturados de las fábricas de acero tienen un aumento de valor igual a otro tanto de su precio orijinal agregado por el trabajo humano efectuado en los talleres mecánicos i fábricas de todo jénero. El valor de 105 millones de £ llega a representar en definitiva un valor de 220 a 223 millones. Estas cifras indican a su vez la pequeña parte del total del tonelaje del acero fabricado, que es trasformado en productos mas valiosos. La gran masa es utilizada en forma de productos de poco valor relativamente.

Partiendo de las cifras de las ventas que nos da el informe sobre el Trust del acero citado i la proporcion que esta empresa tiene en el total de la produccion de los Estados Unidos, que para simplificar, tomaremos igual al 50%, tendríamos que para 1910 las ventas fueron de unos 700 millones de dollars para el Trust, lo que haria en nuestra hipótesis unos 1 400 millones para los Estados Unidos. Doblando todavía otra vez esta cifra, llegaríamos a 2 800 millones, que es lo que puede representar mas o ménos al valor total de la industria siderúrgica i sus derivados en la industria norteamericana. Esta cifra equivale a 560 millones de £. Naturalmente que este cálculo seria mas aproximado en el caso de que la proporcion total de aceros en bruto semi manufacturados i productos terminados fuera igual para ámbos paises, lo que no ocurre seguramente. Pero para tener una idea de la importancia de esta industria siderúrgica, es tambien necesario reducir a cifras su valor posible.

TRASPORTE DEL CARBON

El sistema de transportes por ferrocarril hácia la costa es lo mas perfecto que se conoce en el ramo, pero como la distancia es larga, variando de 238 millas a 450, segun los puertos i las rutas consideradas, el carbon se recarga considerablemente, i lo que vale en la mina 1.15 vale en la costa en Hampton Roads \$ 2.65 o 2.85 i 3 dollars i 3.20 al lado de los vapores.

Para citar algunos de los centros principales de embarques, diremos que los carbones de West Virginia salen por el ferrocarril de Norfolk i Western Raylway a Lamberts Point en Norfolk Harbour, donde hai dos muelles de embarque de 25 a 28 piés de agua.

La línea Chesapeake i Ohio tiene otros dos muelles en el puerto de Hampton Roads.

El ferrocarril de Filadelfia tiene otro gran muelle de embarque en Baltimore. El ferrocarril Baltimore-Ohio tiene en el mismo puerto de Baltimore un muelle en Curtis Bay.

El puerto de Filadelfia tiene dos embarcaderos: Greenwich, término del ferrocarril Pennsylvania Railroad i Port Richmond, término del ferrocarril Reading Railroad.

En cuanto al puerto de Nueva York tiene los siguientes muelles:

South Amboy, término del Pennsylvania Railroad.

Perth Amboy del Lehigh Valley.

Port Reading del Filadelfia & Reading R.

St. George i States Island del Baltimore i Ohio R.

Port Liberty, en Jersey City i

Harsinens pier id. del Pennsylvania R.

La importancia de los trasportes de carbon i de las materias extractivas que se benefician en jeneral con él, queda de manifiesto con la estadística que se publica en Estados Unidos por la «Interstate Commerce Commission»:

De esta estadística resulta para el año terminado en Junio de 1914, lo siguiente:

	Toneladas
Productos de la agricultura.....	98 825 123
Productos animales.....	26 352 289
Productos de las minas:	
Antracita.....	75 130 309
Carbon bituminoso.....	279 973 677
Coke.....	29 863 226
Minerales.....	90 706 006
Piedras, arenas i otros productos análogos.....	85 713 747
Otros productos de las minas.....	12 613 048
Total de las minas 574 000 013.	
Productos de los bosques.....	91 093 595
Manufacturas.....	142 015 332
Mercaderías.....	40 239 497
Varios.....	35 934 471
TOTAL.....	1 008 460 330

Como se ve pues, mui cerca de 60% del acarreo de los ferrocarriles está íntimamente ligado con la industria del carbon.

EFECTO DEL AUMENTO DEL TRÁFICO EN LAS VIAS DE TRANSPORTE

En ninguna parte del mundo se nota una trasformacion mayor en los equipos de los ferrocarriles para el transporte de las enormes masas de ma

terias primas, que han quedado indicadas anteriormente, que en los Estados Unidos. Las locomotoras europeas de 100 a 150 toneladas han quedado muy atras en presencia de los gigantes americanos.

El Ferrocarril de Erie a Pittsburgh tiene dos tipos, el uno llamado Santa Fé, que pesa 407 000 libras i un nuevo tipo Mallet, pero triple compound, llamado Triplex, que pesa 853 000 libras, o sea mas del doble del anterior. Los esfuerzos de traccion son 83 000 libras i 160 000 libras respectivamente.

La Triplex arrastra normalmente convoyes de 251 carros cargados con 50 toneladas cada uno, formando un peso total de tren de 35 824 000 libras, o sea mas de 16 000 toneladas. El máximo de su potencia llega a mas del doble de esta cifra, pues llega a poder arrastrar 90 000 000 de libras.

El tipo Santa Fé arrastra normalmente un tren que pesa 8 000 toneladas.

El ferrocarril de Pensilvania tiene el tipo Mikado un poco menor de 319 000 libras de peso.

Ciertas líneas que se prestan para la electrificación con fuerza hidráulica barata están trasformando tambien su equipo. Así el Norfolk and Western R. tiene doce locomotoras eléctricas de 280 toneladas, que pueden ejercer un esfuerzo de traccion de 90 000 libras. Su potencia es de 3 000 caballos i operan con 11 000 voltios sistema monofase.

El Chicago Milwallkee i St. Paul electrifica 440 millas en los estados de Montana e Idaho, i proyectan llegar al Pacífico con un recorrido de 850 millas. Sus tipos de locomotoras tienen un peso i potencia análogo al anterior. Tienen corriente continua a 3 000 voltios. El precio de la energía vendida por una Compañía de Fuerza es de medio centavo oro americano por Kw. hora, con un factor de carga de 60%. La economía es importante comparada con el carbon. Si la cuestion de la electrificación es reciente i está en el período de ensayo en grande, no ocurre lo mismo con la renovacion de todo el equipo de las grandes líneas, que es principalmente a lo que queríamos referirnos, si queremos comprender cómo se efectúan estos inmensos transportes. La importancia del tema vale la pena de una digresion. El ferrocarril Burlington & Quincy fué adquirido en 1901 por Morgan i Hill. Los trenes de carga recorrian 18 397 000 millas. En 1912 sólo recorrieron 16 688 000 a pesar de un aumento de 7 700 a 9 000 millas de red, i la carga transportada aumentaba de 3 871 000 000 toneladas a 7 676 000 000. Casi el doble de la carga con menos trenes millas. Esta operacion se realizó consolidando la vía, con locomotoras mas pesadas, con carros mas grandes i con un mejor control. En 1901 la locomotora mas pesada sólo podia ejercer un esfuerzo de traccion de 20 000 libras, en 1912 pasó a ejercer 60 000 libras. La carga media de los carros, que era de 12 1/2 toneladas, pasó a ser 18,25 toneladas. En 1901, el carro de carga movió al dia 318,58 toneladas millas i en 1912, 359,83 t. m. En 1912 hubo 2 192 987 carros de carga, i aplicando este número al exceso de trabajo que podian realizar, se llega al mismo resultado

que si se hubieran adquirido 314 000 carros con el antiguo sistema de explotación. Lo que a 1 000 dollars por carro significa un gasto de 314 millones de dollars. Las ganancias brutas de la Compañía aumentaron a 600 000 dollars diarios con este nuevo sistema, i el señor Hill, que ha sido llamado en Estados Unidos «The father of real efficiency in railroading», El padre de la verdadera eficiencia de los ferrocarriles, ha sido seguido por todas las grandes Compañías (Keys, Wolds Work, Setiembre 1913).

Es de este modo como los Estados Unidos han podido movilizar sus materias primas i sus cosechas i enviarlas al extranjero para competir con otros mercados agrícolas. Este instrumento de transporte ha sido completado con magníficas obras de Puerto i medios mecánicos para cargar los productos, ya sean granos, ya sea carbon, que permiten reducir a un minimum el recargo de la mercadería por el factor transporte.

La esportacion de los carbones americanos dependerá en gran parte de la reduccion del flete terrestre que tiene que cubrir en su pais para llegar a la costa. Hasta ahora, por falta de una marina mercante proporcionada a sus recursos i a sus esportaciones, esta cuestion de la esportacion del combustible no ha tomado la importancia que merece i que habria que darle el día en que sean vapores norteamericanos los que transporten sus mercaderías a todos los puntos del orbe. Los fletes han estado mui altos en los últimos años, pero en otras ocasiones; por ejemplo en 1901, se han cotizado:

De Nueva York a Hamburgo, 7 chelines o sea....	\$ 1.75
De Nueva York a la Habana.....	1.40
De Nueva York a St. Thomas.....	1.75
De Nueva York a Trinidad.....	1.70
Un puerto del Mediterráneo, 9.3 a 9.5 sh.	
A Burdeos, St. Nazaire, El Havre, 8.6 a 9.	

UTILIDADES DE LA INDUSTRIA EN PITTSBURGO

Segun Parker, en una comunicacion hecha en Febrero de 1913 al Instituto de Ingenieros de Minas, esta gran industria es una de las que deja mas pequeñas ganancias en Estados Unidos; en efecto, apenas llega a 8,4 centavos de dollar por tonelada.

En efecto, en 1909, los gastos para producir carbon bituminoso fueron de \$ 395 907 026; el valor f. o. b. de las mismas fué de \$ 427 962 464, i la diferencia es de 32 055 438; sólo deja un márgen de 8,4 centavos por tonelada.

Para la antracita este márgen es de 11,6 centavos.

El mismo autor agrega que talvez fuera de las dragas auríferas ninguna industria minera trabaja con tan pocas utilidades como la industria carbonífera. Es preciso tener en cuenta que la misma escala en que se hace

esta explotacion i que hace mas extraordinario este hecho, es lo que puede explicarlo tambien.

Se calcula que los minerales explotados al este del Mississippi son el 66% del total de los Estados Unidos.

Si se comparan estas utilidades con las de otros paises en la industria carbonífera, se llega a la conclusion de que esta situacion sólo ha podido producirse en un pais que trasforma toda esta materia prima en productos mas valiosos que dejan mayores utilidades a las otras industrias. Se sacrifica en cierto modo esta industria a las demas.

Esta circunstancia es mui importante de tenerla presente para apreciar lo que ocurre en Chile, en donde para algunas personas, lo principal debe ser permitir a las sociedades carboníferas realizar pingües utilidades, si es necesario con derechos de importacion, que vendrian a matar o a estancar a otras industrias. El ejemplo lo tenemos en todos los paises grandes productores: lo primero es organizar de un modo moderno la produccion, con maquinarias, con trasportes, etc.; solamente cuando todo este conjunto está creado i la capacidad de produccion es suficiente para abastecer al pais, se puede pensar en medios artificiales para prevenir una competencia ruinosa.

VIRGINIA OCCIDENTAL

En este estado se encuentran las cuencas que ocupan el segundo lugar en la produccion del pais.

Los distritos mas importantes del Sur son: New River, Kanawaa, Pocahontas i Big-Sandy; los del Norte: Fairmont, Elk Garden i Philippi.

La estension de las cuencas pasa de 17 000 millas cuadradas en un total de 24 022 que tiene el estado.

La capa de Pittsburg atraviesa las cuencas de Fairmont i Elk Garden.

Los carbones de Pocahontas son reputados por dar un coke metalúrgico excelente.

La produccion que era de 1 000 000 toneladas en 1873, fué subiendo a:

1 829 000	en	1880
7 394 000	»	1890
22 647 000	»	1900
61 671 000	»	1910

El precio por tonelada ascendió en las minas en término medio a 1 dollar.

Del total producido, o sea 71 308 000 toneladas, 60 349 000 se trasportaron fuera del centro minero i se trasformaron en coke 3 776 000 en el estado.

JAVIER GANDARILLAS M.

(Concluirá).



La Industria siderúrgica española ⁽¹⁾

No se recuerda una época de mas prosperidad que la actual en la industria siderúrgica española. I como estado tan próspero no puede explicarse por un desarrollo repentino i extraordinario de nuestras industrias nacionales, la actual expansion siderúrgica no tiene otra explicacion que la de las necesidades metalúrgicas en algunos de los paises beligerantes.

No pueden ser éstos sino Francia e Italia, que ni Alemania siente la necesidad de hierro, pues que tiene todos sus elementos de produccion intactos, i aumentados con los de toda Bélgica i los franceses del Norte i Este, ni Inglaterra tampoco requiere primeras materias siderúrgicas, que sus hornos altos, los de acero i laminadores, suministran en abundancia cuantas primeras materias requieren los astilleros navales, i las fábricas de artillería i municiones.

Es indudable que Francia, reducida a sus fábricas de los departamentos centrales, necesita del auxilio extranjero para la elaboracion de sus municiones i de otros mil efectos del material de guerra, que exigen el acero en sus múltiples variedades, como materia primera. Natural es que Francia acuda a nuestro pais en demanda de ella, i ocasion hubiera sido ésta i única, como la de los Estados Unidos, para realizar pingües ganancias, i haber dado desarrollo grandísimo a nuestros establecimientos, montando todas aquéllas instalaciones de que aun carecemos en el ramo de la siderurgia, que nos hubieran hecho enteramente independientes.

Hasta que las estadísticas de la Direccion de Aduanas nos lo den a conocer, no podremos tener una idea exacta de la forma que han revestido los productos esportados; pero de creer es que hayan predominado, en nuestros envíos a Francia e Italia, las barras redondas, de 76 a 78 mm., de las cuales se cortan o sierran los trozos, que embutidos o barrenados, tratados caloríficamente i, por último, terminados a las dimensiones requeridas, constituyen los cuerpos de sus famosos *shrapnells*, que cargados con los balines de plomo antimonioso i dotados de diafragma, tubo para comunicar el fuego o la carga interior i espoleta de tiempo, forman los proyectiles de las piezas de campaña.

No vayan a creer nuestros lectores que el acero para estos cuerpos es de los denominados especiales, no; es uno de los muchos de la serie de carbono, i su fabricacion no requiere mas cuidados que los exigidos en la produccion de buenos i sanos lingotes, exentos de toda grieta, que pudieran ser causa de accidentes peligrosos durante los disparos. Esta clase de barras

(1) (De la revista *Estudio*, Barcelona, número de Julio de 1916).

constituirá el núcleo principal de la esportacion a Francia e Italia; no tenemos idea de que hayan salido proyectiles completos, por mas que la imaginacion popular haya dado, en ocasiones, rienda suelta a su fantasía i hablado de centenares de miles de proyectiles esportados, así como en ocasiones tambien se ha dicho de fábricas privadas donde se elabora un millon diario de cartuchos de fusil.

Francia pide a España barras para la construccion de *shrapnells*; en cambio, a los Estados Unidos demanda proyectiles concluidos. Una de las grandes fábricas americanas, de las dedicadas a la construccion del material de artillería, anunció, el 27 de Diciembre pasado, que había celebrado un contrato con el Gobierno frances para suministrarle 400 000 proyectiles, de los calibres de 21 a 30 cms., i que habian de ser entregados en todo el año de 1916. Aun suponiendo que la Compañía de Midvale, que es la entidad industrial de que se trata, no tuviera en el ramo de proyectiles de mediano i grueso calibre mas pedido que el acabado de enunciar, supone una capacidad extraordinaria de trabajo. Estimando en 300 los dias laborables útiles del año, los 400 000 proyectiles dan un promedio diario de 1 333, i presumiendo que el trabajo sea continuado dia i noche, el rendimiento por cada relevo de operarios será de 666 proyectiles, que tratándose de los calibres ya dichos, es enorme. Bien se ve, desde luego, en qué medida han debido aumentar las fábricas americanas su capacidad de produccion, si una sola, por mas que ésta sea la de Midvale, es capaz de producir 400 000 proyectiles de 20 i 30 cms. en un año.

La fábrica de South Bethlehem quizá tenga mayor capacidad aún de trabajo. Estas son las dos mas importantes de los Estados Unidos, en punto a construir material de guerra: cañones, montajes i proyectiles, especialmente.

No es fácil darse cuenta del consumo de hierro que la fabricacion del material de guerra exige actualmente, i haria falta conocer con exactitud cuál es la produccion en cada pais, especificando el número de proyectiles por calibre, i el de cañones i armamento de toda clase: aun cuando todas las fábricas privadas diesen a conocer sus pedidos, detallándolos minuciosamente, todavía nos restaria tener noticia de todo lo construido en los Establecimientos oficiales, que seguramente no han de dar a la publicidad su capacidad de trabajo.

Afortunadamente la produccion mundial de hierro es enorme, i puede atender a las demandas de la guerra sin abandonar del todo las necesidades de la industria privada.

En 1913 se obtenian en el mundo 77 556 504 toneladas de lingote que, descontadas las mermas originadas por las operaciones térmicas de la fabricacion, pueden quedar reducidas a 66 millones, en números redondos, de primeras materias de acero para las necesidades de todo jénero. Claro

es, que no todo el lingote se convierte en acero; una parte se emplea en las piezas de hierro colado que exigen las industrias civil i militar.

Mas dejando a un lado esta digresion que nos llevaria mui léjos i concretándonos a la siderurjia española, afirmaremos una vez mas su estado próspero como en ninguna otra época. Una industria que, hace mas de un año, se veia obligada a trabajar con pérdida i alguna de sus fábricas mas importantes esportaba techos de acero a Inglaterra para la fabricacion de hojalata en esas condiciones; una industria que al comenzar la guerra solicitaba de la Junta de Iniciativas que se le concediese primas a la esportacion, recibe hoi tales demandas de sus productos, que se ve obligada a intensificar la produccion por todos los medios, a poner en marcha los hornos altos apagados i alguna de las fábricas, solicitando que la mitad, al ménos, de la produccion sea destinada al extranjero, proyectando algunos de los establecimientos antiguos, la creacion de nuevos hornos altos, i afirmándose, por último, que algunas respetables i poderosas entidades navieras i mineras se deciden a establecer una fábrica de acero, con todos los adelantos modernos en la costa de Valencia.

De desear es que tengan realidad tales rumores; de desear es que la industria siderúrgica española alcance el desarrollo i la prosperidad que reclama nuestra abundante produccion de minerales de hierro. En los albores de la época del acero Bessemer, cuando aun no se habia inventado el procedimiento Thomas i se requerian los minerales hematites para producir el lingote que habia de ser tratado en el convertidor Bessemer, perdió España una grande oportunidad para haber llegado a ser uno de los paises de mayor produccion de acero, o por lo ménos de lingote hematites de Europa. Fué la época de explotacion de aquellos incomparables minerales bilbaínos de Campanil, que venian a buscar de Inglaterra, de Francia i de Alemania para alimentar los altos hornos de esas naciones, bien solos o bien unidos a otros ménos puros. Teniendo España, como tiene, no mui léjos de Vizcaya, las minas de carbon de Asturias, no supo entónces resolver el problema de producir el cok i llevarlo a Bilbao, en condiciones tales que permitieran establecer hornos altos, capaces de competir con sus similares de Inglaterra en punto a precios del lingote hematites. Los hornos ingleses que trataban exclusivamente el mineral bilbaíno, debian llevar de España dos toneladas de aquél aproximadamente, i los hornos altos de Vizcaya habian de recibir una tonelada tambien de cok.

No faltaron en aquella época metalurjistas extranjeros que se pronunciaban por una de las dos soluciones: la de dedicarse Vizcaya exclusivamente a la esportacion de mineral, o a la produccion del lingote. Aún recuerda el autor de este artículo una conversacion tenida sobre este asunto. Decia el metalurjista belga que habia venido a España a tratar del establecimiento en Sestao de los Altos Hornos de la Vizcaya, que la sociedad formada para este negocio hacia mui mal en emprenderlo; que era mucho mas cómodo

dedicarse exclusivamente a la esportacion de minerales, cobrando tranquilamente el cánón estipulado por tonelada.

Afortunadamente, aquellas ideas no habian sido compartidas por los hombres de la Vizcaya i la lástima fué que su ejemplo i el de los que crearon la moderna fábrica de Baracaldo i los Hornos Altos de Martínez Rivas, no fuera seguido por otros muchos, hasta haber llegado a la produccion de un millon de toneladas de lingote. Claro es, que rijiendo los precios que rejian para el carbon, el pensar en traspasar la cifra de consumo nacional con algun ligero exceso, hubiera sido perder el dinero.

El problema de la siderurgia española, en épocas de normalidad, depende exclusivamente del precio del carbon i de la cantidad que pudiera ofrecerse a las fábricas consumidoras. La industria carbonífera i la metalúrgica, léjos de unirse i de estudiar juntas los medios que pudieran adaptarse para obtener los productos metalúrgicos a un precio tal que fuera posible esportarlos, para luchar en los mercados neutros con sus similares de Alemania e Inglaterra, se aislan i solo miran lo que conviene a cada una de ellas independientemente de la otra.

En las peticiones que de una i otra llegaban a la Junta de Iniciativas, la industria carbonífera hablaba mas que de otra cosa, de reduccion de tarifas de ferrocarriles, de las de trasportes marítimos i de algunos otros puntos mas de la misma índole. Pero se hablaba mui poco o nada de que se hicieran trabajos para aumentar la produccion, i sobre todo abaratar el costo a boca minas, para reclamar despues cuantas medidas tendieran a abaratar el precio de los trasportes, i otras trabas que impiden que el carbon llegue a los consumidores en excelentes condiciones de costo.

Afortunadamente, para el pais i para los mismos mineros de carbon, las cosas han cambiado notablemente; a aquellos primeros meses de la guerra europea, en que se preveian dias tristes i aciagos para las industrias carboníferas i metalúrgicas, han sucedido los actuales de gran prosperidad. Quizá la falta que se hace sentir en grado tan elevado de carbon, al par que es causa de grandes ganancias para los dueños i operarios de las minas, sea tambien acicate poderoso para dar gran desarrollo a la produccion de combustible i se logre en plazo relativamente breve el desideratum de que todo el combustible requerido en la península sea de produccion nacional. Ya se hacen esfuerzos grandes en ese sentido; sabemos que la cuenca de Puerto Llano está aumentando su rendimiento grandemente i espera que para 1918 habrá alcanzado la cifra de un millon de toneladas.

El aumento rápido del arranque nos parece que no se ha estudiado hasta ahora con el interes que requiere. La falta de picadores, la dificultad de crearlos en breve plazo, parece que ha impedido consagrar la atencion de propietarios e ingenieros a los otros aspectos del problema: las máquinas de cortar i los aparatos de trasporte en el interior de las minas. No nos es desconocido que en las de Asturias las capas de carbon, por su inclinacion i por su es-

pesor, no se amoldan tan fácilmente como las americanas, las inglesas i aun las de Puerto Llano al empleo de las máquinas de cortar. Pero ¿es que todas las capas de los Estados Unidos son de grande espesor? ¿Por ventura no las hai en ciertas rejiones de 45 centímetros? I, sin embargo, como dijo Mr. Samuel Dean, en una Memoria leida ante el Instituto de Ingenieros de Minas i Mecánicos del Norte de Inglaterra el 9 de Octubre pasado, que versaba sobre los métodos modernos de la explotacion del carbon en Norte América, «el pico del minero americano ha cumplido i, a su juicio, es un instrumento del pasado»; en ella se dice tambien que el minero americano ha pasado de 579 toneladas anuales que producía en 1890, a 837 que rendía en 1913, o sea un aumento de 48 por 100. Al discutir esta Memoria, Mr. John Gibson, de Kilmarnock, dijo que, en su concepto, las razones por las que se explicaba el gran desarrollo de la maquinaria en las labores mineras de carbón en los Estados Unidos, eran las siguientes: 1.^a La abundancia de mano de obra ordinaria i la escasez de buenos mineros. 2.^a Que los ingenieros mecánicos eran progresivos e ingeniosos. 3.^a Lo vivo de la competencia, que dejaba un márgen reducidísimo entre el precio de coste i el de venta.

Como una muestra del interes con que se mira este importante aspecto de la minería carbonífera, tambien será bueno el señalar que por la seccion escocesa de la Asociacion de Ingenieros Electricistas de Minas, se han dado durante el curso del año actual una serie de demostraciones del trabajo de las máquinas de picar. Se invitaba a que todos los propietarios e ingenieros de minas que desearan enviar hombres a propósito para aprender el trabajo de las máquinas, pudieran hacerlo los sábados, a los pozos de la Compañía de las Hulleras Unidas. Todo esto demuestra el interes que en la actualidad tienen las máquinas en la explotacion de las minas, interes que debía estenderse, ahora mas que nunca, a España, para abaratar el coste i aumentar la produccion. Es curioso observar que las razones que dan algunos de los mineros españoles para no adoptar las máquinas, son las mismas que emplean los ingleses para rechazarlas. Si se les habla a éstos de la mayor produccion por hombre de los americanos, contestan que sus capas de carbon no están en las mismas condiciones que las americanas, i no se puede emplear la máquina i si se les habla a los mineros españoles de que se produce poco carbon por hombre, comparado con el de los ingleses, contestan que las capas españolas no tienen las mismas ventajosas condiciones que las inglesas. No debe dejarse pasar en silencio los progresos que en Escocia solamente ha hecho, en estos últimos años, el picado por máquinas eléctricas exclusivamente. En 1910 se empleaban en las minas escocesas 425 máquinas eléctricas de cortar, con una produccion total de 4 616 887 toneladas, i por máquina de 10 886. En 1914 el número de máquinas empleadas alcanzaba la cifra de 747, con un rendimiento total de 7 865 480 toneladas, lo que da un promedio por máquina de 10 529 toneladas anuales. La produccion total de carbon en Escocia, en este mismo año de 1914, fué de 38 847 362 tone-

ladas, i siendo, segun las cifras anteriores, un 20 por 100 de esta cantidad la obtenida por maquinaria eléctrica. Las empleadas con aire comprimido como motor, fueron respectivamente los años de 1910 i 1914, 156 i 166, con una produccion de 1 256 586 i 1 330 165 toneladas, i por máquina de 8 055 i 8 061, i sumando el total del carbon cortado a máquina en el año de 1914, nos da un total de 9 195 645 toneladas, que es un 23,6 por 100 del total arrancado. Hemos alcanzado una época, afortunadamente, en que se obtiene de la hulla el mayor rendimiento calorífico que es posible obtener, cuando se la emplea primeramente en la obtencion del cok, i mas tarde este cok se lleva al horno alto para la reduccion del mineral de hierro, i la subsiguiente fusion del mismo. La atencion de los siderurjistas se fija, desde luego, en el aprovechamiento de los gases del horno alto. Este aparato, cuando es del tipo moderno, es el de mas alto rendimiento calorífico, el de mayor eficiencia conocida, el que mas se aproxima a los hornos eléctricos actuales, si no es que los supere. Los gases de estos hornos, que son en gran parte combustibles, i poseen al abandonarlos, un número determinado de calorías, son los primeros que han sido utilizados, primero para calentar las estufas del aire que ha de inyectarse en los hornos i mas tarde en las máquinas de combustion interna, fuentes de enerjía en las múltiples aplicaciones de ésta en las fábricas siderúrgicas. Los ensayos hechos con el mas esquisito cuidado por el gran establecimiento de Cockerill han demostrado que el consumo de gas del alto horno, en las máquinas que lo emplean, es de 2 300 calorías por caballo efectivo. Las calorías de 4 m.³ de gas procedente de los hornos altos de aquella fábrica era de 875. De modo que para obtener un caballo de vapor se requieren

$$\frac{2\,300}{875} = 2,63 \text{ m.}^3 \text{ de gas.}$$

Fácil nos seria, dado el precio del carbon en una determinada localidad, deducir el equivalente del metro cúbico de gas despues de limpio. Si suponemos la tonelada de carbon a 50 pesetas, i tambien damos por supuesto que cada kilógramo de combustible produce 8 de vapor, i ademas se dispone de una excelente máquina en una de sus mejores manifestaciones, que no consuma mas de 5 kilógramos por caballo efectivo, se tendrá que éste valdrá, por lo que respecta exclusivamente al combustible, 3,125 céntimos, i hacen el mismo efecto que los 2,63 m.³ de gases del horno alto; de consiguiente, el valor del metro cúbico de gas se puede estimar en

$$\frac{3\,125}{2,63} = 1,18 \text{ céntimos.}$$

Nadie negará que es mui razonable el atender a todas las necesidades

de enerjía en una fábrica siderúrgica, tales como los grupos de jeneradores eléctricos, las máquinas soplantes, las de los trenes laminadores, bombas i compresores i otros similares, utilizando estos gases.

Causa realmente asombro la enerjía que se puede utilizar de los gases de un horno alto. La gran fábrica de Cockerill, que es la que ha estudiado mas a fondo este asunto, ha encontrado que sus siete hornos altos, con una produccion de lingote de 1 000 toneladas diarias, despues de deducir 60 por 100 empleado en el servicio del horno alto i en pérdidas, i suponiendo un consumo de tonelada de cok por tonelada de lingote producida, es de 4,500 m.³ de gas por esta última medida. Por lo tanto, sumando las 0,4, que es lo que resta despues de deducir el 0,6 por 100, la cantidad disponible de calorías para emplearla en el suministro de enerjía a la fábrica será de

$$4,500 \times 1\,000 \times 0,4 = 1\,800\,000 \text{ m.}$$

i por hora

$$\frac{1\,800\,000}{24} = 75\,000 \text{ m.}^3$$

i calculando, como ántes hemos dicho, 875 calorías por metro cúbico, se obtiene un total de 65 625 000 calorías por hora. I reduciendo a caballos esta enerjía, segun la equivalencia ántes dada, se logra

$$\frac{65\,625\,000}{2\,300} = 28\,500 \text{ caballos aproximadamente}$$

i para una produccion de 100 toneladas de lingote 2 850 caballos. En los hornos de cok se supone una utilizacion de 280 m. de gas por tonelada de carbon coquizado, i suponiendo que éstas tengan un 23 por 100 de materias volátiles i 5 a 6 por 100 de humedad. Tales son los resultados obtenidos en el aprovechamiento de los gases del horno i del cok, durante los últimos años; no son fantasías, pues en la fábrica de Cockerill se pueden ver las grandes centrales de enerjía que funcionan con los gases de aquellos aparatos. Quizá no esté lejano el dia en que se cumpla la aseveracion de un metalurgista ingles, quien aseguraba que, con el carbon necesario para obtener el cok de los hornos altos, bastaria para obtener toda la enerjía calorífica requerida en los de fundir el acero, para recalentarlo, ántes de la laminacion, i para activar los trenes i, ademas, para todos los servicios ausiliares de la fábrica, como el de iluminacion i otros.

No se podria decir, cuando llegue este caso, que no se logra el rendimiento máximo que es posible alcanzar. En una fábrica así montada, seria en extremo interesante calcular la eficiencia de un kilógramo de hulla con sus 8 000 calorías.

Si, como dijimos al principio de este artículo, importa mucho que las industrias siderúrgicas españolas, en esta hora suprema i única, se preparen a una nueva vida de mas intensidad que la hasta ahora llevada, disponiéndose, en primer término, a hacer a España independiente de cuanto tiene relacion con las primeras materias que requieren los llamados metalúrgicos o trasformadores, dicho se está que, desde luego, la emancipacion que mas importa es la del material de ferrocarriles, especialmente en la locomotora, porque realmente en la fabricacion del vagon, no sólo atiende España a sus propias necesidades, sino que de hecho en la actualidad [esporta i esporta en gran cantidad. Así, urge que se implante lo mas brevemente posible un gran taller de locomotoras, en el que ciñéndose a la [fabricacion de tres o cuatro tipos a lo sumo, segun los servicios a que estén [destinadas, se construyan los mas modernos de cada clase. Ya se habian comenzado las gestiones para llegar a la tal fábrica: llevaban una buena base, cual era la de contar con la colaboracion de una reputadísima casa extranjera en esta clase de construcciones, cosa indispensable en los comienzos de una [industria desconocida en el pais, si se quieren evitar tropiezos i grandes pérdidas de dinero. En el ramo de la fabricacion de herramientas para los talleres mecánicos, carece España de todo. No hai un solo taller de aceros de herramientas ordinarias, es decir, de los meramente al carbono. Este tipo parece ahora mas fácil de realizar con el horno eléctrico: puede hacerse una instalacion mas económica que la requerida por los antiguos métodos de preparar las barras cementadas de hierro sueco, obtenidas por el método Wallon, cortarlas en pequeños trozos i fundirlas en los crisoles para despues terminar el metal, laminando los lingotes para reproducirlos a las disminuciones usuales. No hablemos de los aceros de corte rápido, que trabajan a gran velocidad. España que en tan alto grado posee los minerales de tungsteno i de molibdeno, que son los que, en union del cromo, contribuyen a dar al acero las notables propiedades que caracterizan a los de corte rápido, debiera implantar esta industria para evitar que [saliera de España todo el tungsteno i el molibdeno, que ahora envia para su [beneficio a Inglaterra i a Francia.

Otra de las derivadas de la siderúrgica i que convendria implantar en España, es la de construccion de maquinaria. [No tenemos a la vista la cantidad a que asciende la importacion de este artículo en los pasados años, pero seguramente que es mui crecida i que bastaria para dar trabajo a una fábrica de maquinaria de carácter jeneral. Esto, en realidad, no seria lo mas conveniente para una produccion económica, i los fabricantes americanos, maestros consumados en esta particular industria, procuran concentrar la de contado número de tipos de éstas, especializándose en ellos i produciéndolos de la manera mas económica posible i la mas perfecta. Así no será fácil ver en una fábrica de construccion de máquinas, la de tornos de 1 i 1 1/2 metros de altura de puntos i 10 ó 12 de distancia entre puntos, con la de 20

i 30 centímetros de altura de puntos i distancia entre éstos de longitud moderada. Por eso, en España convendría, por ahora, i hasta que la industria mecánica adquiriera mayores desarrollos, escoger los tipos de mas empleo en la industria española i montar su fabricacion con arreglo a principios de la mayor perfeccion i ecomomía del trabajo. Hai que tener mui en cuenta que las máquinas de dimensiones moderadas, automáticas i semiautomáticas, tienen cada vez mas aceptacion, sobre todo cuando se destinan a la fabricacion de efectos que han de ser reproducidos en gran número. No debe olvidarse que el empleo, cada dia mas creciente, i que quizá mui pronto sea universal, del acero de corte rápido, como material de herramientas, exige máquinas robustísimas, si han de resistir los esfuerzos a que han de ser sometidas. Se obtienen con este material de herramientas, efectos que hubieran parecido imposibles hace veinte años. Recordamos haber visto hace cuatro, en la casa Whitworth, en Manchester, un torno de 30 centímetros de altura de puntos, destinado al ensayo de aceros de corte rápido de los fabricados en la casa, activado por un motor de 40 caballos. Claro es que el efecto que obtenia era asombroso. Hace veinte años los tornos de la misma altura de puntos, fabricados por la misma Sociedad, no consumian mas de 3 a 3 1/2 caballos. En tiempos como los actuales, de tan gran competencia, el disponer de máquinas las mas perfectas posibles, i de obreros modernos educados en los principios de Taylor, constituirá las mayores garantías de éxito en las industrias nacionales mecánicas.

Desde hace poco tiempo hai señales de que las grandes fábricas metalúrgicas se preocupan de estender su esfera de actividad, saliendo de los límites que ántes se habian señalado. Ya la poderosa Sociedad de Altos Hornos de Vizcaya prepara la instalacion de grandes piezas de forja con su taller complementario de tratamiento calorífico para las piezas forjadas, i un gran taller mecánico para el trabajo de estas piezas ántes i despues del tratamiento. Altos Hornos no aspira a preparar elementos de cañones para el calibre de 38 centímetros i 50 de longitud de ánima, por ahora: pero sí a fundir, forjar i tratar los de 20 centímetros i la misma longitud de calibres. I dicho se está que semejante instalacion le permitirá la de los obuses i morteros de 28 i 30. Los árboles de las máquinas de vapor de movimientos alternativos, los de hélice, los codastes i algunas otras piezas de los vapores, podrán ser forjadas en la mayor de las dos prensas que han de montarse, cuya potencia es de 2 000 toneladas. La separacion de sus columnas será tal que permitirá la forja de los cuerpos de las turbinas de vapor, por grande que sea su potencia. Otra prensa de 800 toneladas será capaz de forjar lingotes de 7 toneladas. Las grúas del taller de forja susceptibles de llevar los mayores lingotes que hayan de ser forjados en las prensas, mas las tenazas i contrapesos para su manejo, son activadas por motores eléctricos de gran potencia que las hacen trabajar rapidísimamente, i reducen la mano de obra a la mas simple espresion. No dejan de tener las grúas de forjar su

correspondiente aparato eléctrico para dar vuelta a las piezas en trabajo. El mismo grado de perfeccion gozan los aparatos inferiores para la forja en hueco.

Dicho se está que los hornos de recalentar las piezas son proporcionados al volumen de los lingotes que han de contener i sus puertas han de ser manejadas por medios mecánicos. El taller de tratamiento calorífico de las piezas forjadas reúne cuantos aparatos son necesarios para practicar en las mejores condiciones el temple, el recocido i el revenido de las grandes piezas para cañones, para árboles, para cilindros de turbinas de vapor o bien de las piezas meramente moldeadas i fundidas. Los hornos verticales para el calentado de los tubos ántes del temple estarán alimentados por gas i dotados de una instalacion de varios pirómetros registradores, situados en contacto i a diferentes alturas de las piezas que se calientán i que permitirán, en todo momento, modificar la marcha del horno, de manera tal que se logre la temperatura uniforme requerida. El líquido con que han de templarse es el aceite i en el suelo han de escavarse los pozos que han de contener el tanque de aquel líquido, rodeado del de agua. El horno de recocer las piezas es horizontal, alimentado tambien con gas i de 14 a 16 metros de longitud. Las grúas que llevan las piezas de los hornos de recalentar al tanque de aceite, son tambien activadas por motores eléctricos i especialmente fuertes porque han de sufrir el esfuerzo de una pieza de 10 a 12 toneladas de peso, descendiendo a los tanques con una velocidad no pequeña. El gran taller mecánico comprende las máquinas necesarias para el barrenado i torneado de tubos, manguitos i zunchos para los cañones hasta el calibre de 20 centímetros, torneado de árboles para hélices, máquinas de fresar, horizontales i verticales, taladros radiales i algunos torno de diferentes dimensiones. Todas ellas tienen su motor eléctrico independiente i son de los últimos i mas perfectos modelos (1).

Tal es, en breves palabras, la hermosa instalacion que se está preparando para la sociedad de Altos Hornos i que aun cuando no tiene la grandiosidad de las modernísimas, con prensas de 6 000 toneladas i grúas i demas elementos en armonía con la prensa, resultará, en cambio, la instalacion mas completa en su jénero i con todas las garantías de bondad que se derivan de los actuales conocimientos en el difícil arte de forjar i tratar caloríficamente las grandes masas de acero.

Hai una rama de la construccion siderúrgica que está tomando un gran vuelo i se prepara a uno mayor; nos referimos a la construccion naval. Claro es que este hecho, tan conveniente para España, tiene como causa primera el estupendo desarrollo de la actual guerra europea, que ha tomado un número enorme de buques mercantes para servicio de trasportes de hom-

(1) Toda la maquinaria de esta instalacion, incluso las prensas i grúas, es suministrada por el reputado Sindicato americano de maquinaria Niles-Bement-Poud Co.

bres, municiones, vituallas i hospitales. Si a esto se unen las grandes pérdidas de barcos mercantes de los aliados, hundidos por los alemanes i austro-húngaros, se explica la extraordinaria demanda de buques, la exorbitancia de los fletes i el desarrollo que ha tomado la construccion naval. Mr. Archibald Hurd, el competentísimo escritor ingles que con tanto acierto escribió sobre el desarrollo del poder naval de Alemania, i desde que comenzó la guerra contribuye con sus excelentes artículos a ilustrar la opinion de los lectores del *Daily Telegraph*, conviene en su trabajo de fines de Abril en este periódico, que Inglaterra necesita barcos, muchos barcos, para atender a todas sus grandes i variadas necesidades.

Desde que empezó la guerra, los alemanes i austriacos han causado a la marina mercante inglesa una pérdida que no baja de 750 millones de pesetas, incluyendo, ademas, del valor de los barcos, el de sus cargamentos.

Claro es que entre los perdidos, los de cabotaje, no adaptados al tráfico con el extranjero, son los ménos importantes, i las pérdidas en este tipo de buques han sido relativamente pequeñas. Los hundidos son, principalmente, los mas útiles, los de tamaño medio.

Dice Mr. Hurd, que el actual tanto por ciento del tonelaje perdido debe ser no doblado, sino triplicado, para obtener una correcta cifra de la medida con que va declinando la capacidad de trasporte comercial de Inglaterra. Así i únicamente así se podrá formar una idea de la crisis en los negocios navales, que tiene su manifestacion mas visible en la subida de los artículos de primera necesidad i en la creciente lista de los efectos cuya importacion se prohíbe. Segun los datos publicados por Fairplay, en la semana que terminó el 14 de Abril, la flota mercante inglesa quedó disminuida en 18 barcos con un tonelaje de 64 000 toneladas. I si se toma en cuenta el número de los mercantes i tonelaje de éstos, completado durante el último trimestre, que asciende a 51 barcos con 43 000 toneladas, se ve que la pérdida es de 21 000 toneladas.

Durante los primeros veinte meses de la guerra, se ha hundido un gran número de barcos mercantes con un tonelaje de dos millones. Por todos estos motivos, i para ocupar el puesto de éstos i de los ocupados en los servicios militares, se ha despertado una gran ánsia de construir buques mercantes en todos los paises neutrales, Dinamarca, Suecia, Holanda, Noruega; en este último pais ha tomado gran vuelo la construccion naval. El Japon i España tambien dan gran impulsó a este mismo jénero de construcciones. En nuestro pais, ademas de construirse vapores mercantes en las gradas del Ferrol, está montando la «Sociedad Española de Construcciones Navales» un hermoso astillero con sus talleres de herreros de ribera, de fundicion, de carpintería i hermosa sala de galibos i con su central de enerjía eléctrica i talleres de herramientas, i uno grande i hermoso de dibujo. El terreno es amplísimo, sus gradas serán por lo ménos cuatro, dotadas de grúas eléctricas para el manejo de las planchas i perfilados. En una al ménos de las gra-

das se podrán construir barcos de 180 a 200 metros de eslora con desplazamientos de cerca de 20 000 toneladas. Se dice, i esto sin duda es lo mejor para la Sociedad, que tiene ya asegurada la construccion de buen número de barcos para importantes Sociedades navieras.

Por último, completará las instalaciones de tan vasto i hermoso establecimiento un magnífico taller destinado a la construccion de máquinas marinas, lo mismo las de movimientos alternativos que las turbinas, taller que contará con las máquinas útiles mas perfectas i fuertes (1).

Ademas de este importantísimo centro naval, se susurra que quizá se construya otro, tambien de importancia, en las mismas orillas del Nervion i que por nuestra parte apenas tenemos dudas de que deje de ser realizada, dadas las condiciones de industrial i hombre de negocios, del presidente de la Sociedad que intenta la instalacion. En este movimiento de construccion naval en España no queda atras, i no podia ser de otra manera, la provincia de Asturias. En ella el capital frances, aliado al español, que representará uno de los industriales de mas capacidad i mas emprendedores de Asturias, trata de establecer un astillero, bien en las orillas del Nalon, en San Estéban de Pravia, o bien en las de la ría de Aviles.

Si todos los actuales astilleros en construccion i los en proyecto han de trabajar en su completo desarrollo, preciso será quizá montar algun nuevo tren de laminar chapa, ya que los tres con que cuenta España no bastarán quizá a suministrar toda la necesaria. Si bien el nuevo taller de forja de Altos Hornos dará todas las piezas forjadas i moldeadas que requieran estos barcos, no tenemos seguridad de si las fábricas españolas que se ocupan en la construccion de máquinas marinas bastarán a llenar cumplidamente todas las necesidades de un próximo futuro.

Si a las construcciones navales mercantes se unen las militares, todo parece asegurar que se presenta un período de gran desarrollo en la industria siderúrgica, que España debe aprovechar con cuidado, montando las nuevas instalaciones con todos los adelantos conocidos, de manera que la produccion resulte lo mas económica posible, en disposicion de luchar con la extranjera en los mercados neutros, i tendiendo a que en un plazo no mui largo pueda vivir sólo con una moderada proteccion arancelaria.

LEANDRO CUBILLO.

(1) No puede ser mas excelente la situacion de este astillero: a inmediaciones de la fábrica de Sestao, de la que está separado por el muro que divide los dos establecimientos, recibirá pues, sus primeras materias en excelentes condiciones de baratura, y siendo ademas totalmente nuevos sus talleres, i dispuestos con arreglo a un plan bien meditado, el astillero de Sestao producirá en inmejorables condiciones de coste.



La crisis de los combustibles en Italia ⁽¹⁾

Mucho mas grave que en nuestro pais se ofrece en Italia el problema del abastecimiento de combustibles, i eso por varias razones: son mucho mayores sus necesidades, puesto que son mayores su poblacion i su industria, i ha de atender en estos momentos al aumento de consumo de la escuadra, de los trasportes militares i de la fabricacion de municiones i demas material de guerra; casi puede decirse que carece de minas de carbon; los fletes son mas costosos por hallarse algo mas léjos que nosotros de los mercados proveedores i por su misma cualidad de nacion belijerante; dedicado el material ferroviario de un modo preferente a aprovisionar a los ejércitos combatientes, escasean los vagones para el tráfico corriente, i los carbones de Inglaterra i los Estados Unidos se acumulan a veces en el puerto de Jénova sin poder ser internados i distribuidos.

Lo que mas escasea es el cok, i la *Associazione fra gli Industriali Metallurgiche Italiani* se ha dirijido con gran apremio al Gobierno para que éste adopte urgentes disposiciones encaminadas al abastecimiento de cok metalúrgico de Inglaterra por medio de barcos del Estado, i el Gobierno está organizando el servicio a toda prisa, encargando de ello a la Direccion Jeneral de Ferrocarriles Nacionales. Sabiendo que el cok escasea en Inglaterra, que los fletes se cotizan ya desde el Tyne a Jénova a 60 chelines la tonelada i que el cok metalúrgico se vende sobre vagon en el mencionado puerto italiano a 240 lirás la tonelada, se tendrá idea de la situacion apurada de los consumidores italianos i se comprenderá bien que el Gobierno se haya visto obligado a intervenir en los abastecimientos.

Mas que la disminucion de los abastecimientos, son motivo en Italia de esta crisis carbonífera los precios exorbitantes i la dificultad de los trasportes férreos interiores. En efecto, las estadísticas muestran que Inglaterra se esfuerza en proveer de combustible a su aliada, de la misma manera que procura hacerlo con Francia, i por otra parte Italia ha sabido aumentar considerablemente, desde que comenzó la guerra, las importaciones de carbones americanos. He aquí algunas cifras que extraemos de las estadísticas que publica en cada número *La Metallurgia Italiana*, de Milan:

(1) Tomado de la «Revista Minera», Madrid, Enero de 1916.

IMPORTACIONES DE CARBON EN ITALIA

Procedencia	Año 1913	Año 1914 (Completo)	Año 1914 (De Ag. a Dic.)	Año 1915 (De Ene. a Oct.)
	Toneladas	Toneladas	Toneladas	Toneladas
Gran Bretaña.....	9 396 132	8 485 121	3 143 678	5 514 191
Alemania.....	967 774	836 937	220 045	(1) 486 251
Francia.....	164 674	67 244	14 372	23 170
Austria-Hungría.....	133 978	66 474	10 736	12 740
Estados Unidos.....	93 528	291 644	119 509	895 216
TOTAL.....	10 834 008	9 753 877	3 458 057	6 940 471

Es de suponer, según estos datos, que la importación total en 1915 sea de unos 8 300 000 toneladas, lo cual arroja una baja respecto a 1913 de 2 1/2 millones, o sea de poco más de una cuarta parte, mientras que las importaciones de carbón de España se han reducido en más de una tercera parte, si bien en nuestro país el crecimiento de la producción interior ha suplido parcialmente la falta, y por otra parte, ni los precios, aun siendo muy altos, han subido tanto como en Italia ni ha habido dificultades de distribución.

Porque, en efecto, las cotizaciones de combustibles en Italia, que ya eran elevadas, han subido durante las últimas semanas como la espuma. Sea el caso extraordinario de que eso coincide con la baja de precios en el Reino Unido, pero debe tenerse en cuenta que los fletes que antes de la guerra se hacían a 7/6, o sea a unas 9 liras, han llegado a hacerse a 60, o sea a 75 liras a la par, como antes decimos, y que el cambio de las libras está ahora bastante alto en Italia.

He aquí como han subido los precios de los carbones en el mercado de Génova, en liras, sobre vagón:

(1) Desde Junio se interrumpieron, naturalmente, los suministros de Alemania y Austria.

CLASES DE CARBONES	7 Noviembre	13 Noviembre	20 Noviembre	27 Noviembre	4 Diciembre
CARBÓN DE LA GRAN BRETAÑA					
New Pelton (de gas), de primera calidad.....	De 110 a 112	De 112 a 115	De 116 a 120	De 125 a 130	De — a —
Hebburn, Pelaw Main, ecc, para fraguas.....	De 107 a 108	De 109 a 112	De 112 a 115	De 122 a 125	De 135 a 145
Best Hamilton Ell, de primera calidad.....	De 106 a 108	De 108 a 111	De 115 a 120	De 122 a 125	De 135 a 140
Splint, de la mina <i>Wattson</i> , Bent, ecc.....	De 110 a 112	De 120 a 125	De 125 a 130	De 128 a 132	De 140 a 150
Cardiff, de primera calidad.....	De 112 a 114	De 114 a 117	De 125 a 130	De 130 a 135	De 140 a 150
Cardiff bueno.....	De 110 a 112	De 110 a 113	De 115 a 120	De 125 a 130	De 135 a 145
Newport, de primera calidad.....	De 108 a 109	De 110 a 113	De 115 a 120	De 125 a 130	De — a —
CARBÓN DE LA AMÉRICA DEL NORTE					
Pocahontas, New River	De 114 a 115	De 117 a 120	De 117 a 120	De 130 a —	De 140 a 145
Metalúrgico italiano....	De 210 a 220	De 210 a 220	De 210 a 220	De 210 a 220	De 230 a 240

A esto hai que añadir el coste de los trasportes terrestres; de modo que al menudeo debe ser verdaderamente exorbitante el precio del carbon en las ciudades italianas.

A los precios actuales puede calcularse que a Italia le cuesta su abastecimiento de combustible unos 100 millones de liras al mes.

Las minas de Vizcaya ⁽¹⁾

Introduccion.—Historia.—Descripcion física i jeológica.—Explotacion.—Cantidad de mineral i posibilidad de aumento.—Riqueza producida.—Consideraciones.

I

Desde la era romana es conocida la abundancia en minerales de hierro de esta provincia, que si en otros tiempos contribuyó en algo a su prosperidad, en los últimos cincuenta años ha sido la base principalísima del espléndido desarrollo de su industria, su comercio i su riqueza.

Cayó ésta en manos que supieron utilizarla, i aprovecho la ocasion para rendir tributo de admiracion a hombres como los Sota, los Chávarri, Echevarrieta, Zubiría, Gandarias, Martínez Rivas, Allende, Ustara, Núñez, Leguizamon, Ocharán, Ibarra, etc., etc., que con ella, una gran suma de trabajo i a menudo de abnegacion, han creado multitud de industrias en la provincia i contribuido al desarrollo de otras en el resto de la nacion, despues de haber trasformado la peligrosa costa inmediata a Bilbao en el puerto seguramente mejor del Norte de España.

Comprendo que se tenga cierta curiosidad por saber lo que la riqueza minera ha sido i es, por conocer las fases por que ha pasado su desarrollo, i en la medida de mis fuerzas i lo mas sucintamente posible trataré de decírselo a los lectores de *La Esfera*.

II

No cabe duda que los minerales de hierro de esta provincia han sido objeto de explotacion no interrumpida desde la Era romana, por lo ménos. Lo prueba así la variedad de candiles de barro, herramientas, monedas, armas, i, en fin, objetos de toda especie que debidamente clasificados dan a conocer que en todas épocas se ha trabajado en el arranque de mineral. Plinio cita ya en sus obras estas minas, i conocido es el dicho corriente en España: «Eso es como mandar hierro a Vizcaya».

El estado en que hasta hace hasta unos cincuenta años se encontraba la metalurgia del hierro no permitia tratar todas las especies mineralógicas de este metal, lo que limitaba su estraccion. En Vizcaya no se utilizaba, de las

(1) Tomado de la «Revista Minera», Madrid, Setiembre de 1916.

varias especies que constituyen su yacimiento, mas que la conocida vulgarmente con el nombre de *vena*, que era la única que se fundia con relativa facilidad a las temperaturas que podian entónces alcanzarse en los hornos usados en las *ferrerías*, llamados «forjas catalanas».

El perfeccionamiento de la máquina de vapor, que hizo posible la construcción de poderosos soplantes i el empleo del aire caliente, trajeron a la siderurgia los admirables aparatos que se llaman hornos altos i la fabricación del hierro colado (lingote de hierro), que el jenial descubrimiento de Bessemer i el no ménos admirable de Siemens i Martin permitieron transformarlo, por enormes cantidades, en toda clase de productos, desde el hierro mas dulce hasta el acero mas duro. Si a esto se añade otro descubrimiento importantísimo de Thomas, que consintió el tratamiento de minerales fosforosos, no debe chocar el enorme incremento que desde esa época tomó el empleo del hierro en el mundo.

La gran mayoría del mineral arrancado se esportaba i se sigue esportando a Inglaterra, Alemania, Bélgica i Francia, pues el consumo nacional de estas minas apenas llegará hoi a 900 000 toneladas anuales. No hubiera sido posible alcanzar una esportacion tan importante sin mejorar las malísimas condiciones de la entrada de la ría de Bilbao i lo defectuoso de su cauce. Esto dió lugar a la formación de la Junta de Obras del Puerto, que, con una pequeña subvencion i principalmente con la ayuda de los esportadores de mineral que voluntariamente elevaron a 0,50 pesetas por tonelada los derechos de esportacion, fijados por el Estado en 0,25 pesetas, trasformó el malísimo puerto de mareas que era el mas hermoso del Norte de España, como ántes he dicho, logrando al mismo tiempo que por la rio subiesen con seguridad hasta el pueblo de Bilbao, buques de hasta 7 000 toneladas; obra admirable del ingenio del insigne D. Evaristo de Churrua, conde de Motrico, i de la constancia, enerjía i trabajo de la citada Junta de Obras del Puerto.

III

Despues de esta rápida ojeada histórica, pasaré a describir jeológica i físicamente el criadero de Vizcaya.

La zona principal del yacimiento encaja dentro de un triángulo que tiene sus vértices, uno en las inmediaciones de Bilbao, otro hácia lo alto del monte Lalen, en Sopuerta, i el tercero cerca de Onton, en el límite con la provincia de Santander. Dentro de esta superficie hai cinco grupos principales, que son el de Somorrostro, el de Bilbao, el de Sopuerta, el de Onton i el de Galdames, i, ademas, algunos de ménos interes.

Todos estos yacimientos, i en jeneral los de Vizcaya, arman en las calizas compactas urgoaptenses del cretáceo inferior, tienen por suelo arenis-

cas psamitas del mismo tramo, i por techo calizas arcillosas i margas del cenomanense.

El oríjen probable de la formacion del mineral parece ser debido a la sustitucion por carbonato de cal de las calizas compactas, del carbonato de hierro disuelto en aguas termales, produciéndose la precipitacion del carbonato de hierro, que ha sido el estado primitivo en que indudablemente se presentó el yacimiento. La descomposicion de este carbonato ha dado lugar a la formacion de los óxidos llamados vena, campanil i rubio, quedando en tal estado de carbonato en las partes profundas donde las acciones atmosféricas han tenido difícil acceso. La sustitucion de los carbonatos no ha sido completa ni en altura ni en su estension, salvo en algunos puntos; por eso, i mas notablemente en el carbonato, se encuentran frecuentemente islotes de caliza, i a veces como techo o como muro, calizas en vez de cayuelas o psamitas, respectivamente. El instinto popular habia adivinado ya este oríjen, pues era frase corriente entre mineros: «la caliza es la madre del mineral».

Los minerales que componen el yacimiento son: hematites roja (*vena campanil*), hematites parda (*rubio*) i hierro espático (*carbonato*).

Todos se han presentado principalmente en la zona de Somorrostro, de gran pureza e ideales para la marcha de los hornos altos, por lo cual han sido siempre buscados con avidez por los mercados extranjeros.

La riqueza en hierro de estos minerales es mui variable: la de los óxidos ha oscilado entre 48 i 57 por 100 en seco, habiendo llegado alguna *vena* a 64 por 100; los carbonatos, que pierden aproximadamente el 30 por 100 por calcinacion, varían entre 51 i 64 por 100.

La única impureza que contienen algunos es una pequeña cantidad de fósforo. Esto ocurre principalmente en la zona inmediata a Bilbao, i mas marcadamente en los puntos en que el yacimiento está cortado por diques eruptivos; no pasa, sin embargo, su contenido de 50 milésimas por 100, como término medio.

El campanil i la vena casi han desaparecido, i el yacimiento está hoy constituido, en su inmensa mayoría, por el rubio i el carbonato.

IV

La explotacion se puede tambien dividir en dos esferas: la primera, de *vena* únicamente, hasta el año 1877, i la segunda, de la totalidad de yacimiento, a partir de esta fecha.

El arranque de la vena se hacia sin método alguno, siguiendo su caprichosa distribucion. Si en el sitio en que se extraia escaseaba la madera, se trasportaba a lugares en que la abundancia de ésta permitía practicar la operacion que llamaban *vaguado*, producto que se trataba en las ferrerías

situadas siempre en las márgenes de los ríos que utilizaban como fuerza motriz.

En la segunda época, desde que comenzaron a utilizarse todas las especies mineralógicas que constituyen el yacimiento, la explotación, en su gran mayoría, se ha hecho a cielo abierto, por grandes tajos escalonados, cuya altura ha sido muy variable, la más frecuente y al mismo tiempo la más económica, alrededor de 13 metros. El arranque se hace con dinamita empleada en grandes barrenos que derrumban a veces enormes masas de mineral, que luego, con tiros más pequeños y empleando cuñas de hierro, se reduce al tamaño conveniente para la carga al vagón, tamaño que es algo mayor que el de la cabeza de un hombre.

Cuando la disposición del mineral o la masa de estéril que lo recubre lo hace preciso, la explotación se practica con labores interiores, dejando pilares, las más de las veces de mineral, que sostengan el terreno suprayacente durante el avance de la explotación, y que en el retroceso se derrumban para aprovecharlos en lo posible.

En cuanto a los medios de transporte, se han utilizado desde los más primitivos hasta los más perfeccionados, desde el lomo del asno hasta hermosos ferrocarriles, tranvías aéreos y cadenas flotantes, siguiendo su desarrollo paralelamente a la intensidad de la explotación y a los recursos que iban adquiriendo los propietarios de las minas. Como hecho curioso citaré que se construyó por su inventor, Mr. Hogdson, para el transporte del mineral de la mina *Primitiva*, en las inmediaciones de Bilbao, el primer tranvía aéreo monocable.

V

No es fácil saber la cantidad de mineral arrancado en los siglos anteriores al XIX, pero indudablemente debió ser muy grande, a juzgar por la cantidad de tierras removidas que acusan los escombros.

Desde 1877 hasta fin del año 1915, se han extraído 140 millones de toneladas. ¿Cuánto queda por extraer? Es imposible contestar a esta pregunta porque el mineral que aun existe en el yacimiento es en parte conocido y en parte desconocido.

Sin que tenga la pretensión de acertar, creo que la cantidad conocida se acercará, en toda la provincia, a 80 millones de toneladas.

En algunas partes el criadero penetra debajo de las cayuelas, sin que haya dato para juzgar de la extensión a que alcanzará la mineralización, y en otros los accidentes geológicos han desplazado una parte del criadero, cuya riqueza y aun cuya situación, si existe, son desconocidas.

Las labores de investigación (principalmente sondeos) que se están practicando, aclararán este extremo.

VI

No he de terminar estas ligeras notas sin hacer algunas consideraciones que creo tienen cierta oportunidad en el momento en que escribo.

Voy a tratar primero de fijar la suma en pesetas que la explotación de las minas ha valido a los mineros vizcainos, a examinar despues el uso que han hecho de ellas i a deducir de estas consideraciones alguna consecuencia.

Seria un poco prolijo, i no tengo tiempo para ello, estudiar o entresacar de las distintas casas explotadoras de esta provincia los datos necesarios para fijar la cifra exacta del beneficio obtenido; pero *grosso modo* puede hacerse de la manera siguiente:

De los 140 millones de toneladas explotadas hasta hoi, seguramente la inmensa mayoría de los beneficios producidos, por lo menos por unos 40 millones de toneladas, lo han sido para Compañías extranjeras (Orconera, Franco-Belga, Luchana Mining, Somorrostro Iron Ore, Bilbao River and Cantabrian Railway, en el principio de su explotación) i escasamente habrán dejado como cánon a los propietarios vizcainos una peseta en tonelada.

El beneficio producido por los otros 100 millones se puede establecer fijando el costo medio de la tonelada a bordo o en las fábricas del pais, i su valor tambien medio, i la diferencia será el beneficio obtenido en cada tonelada explotada.

La cifra de costo varia, como es natural, con multitud de circunstancias; pero, que yo sepa, nunca ha bajado de 4,50 a 5 pesetas. Tambien rara vez habrá sido mayor de 12 pesetas. No creo equivocarme gran cosa en la apreciacion del costo medio fijándolo en 7,50 pesetas la tonelada, todo comprendido.

El precio de estos minerales ha variado tambien grandemente en estos treinta i ocho últimos años. Tengo conocimiento de uno tan bajo como el de cinco chelines, i no sé que haya excedido nunca en 16,6. El precio medio, teniendo todo en consideracion, no habrá pasado de diez chelines por tonelada para toda la produccion, i teniendo en cuenta las desigualdades del cambio, podemos fijarlos en 13 pesetas.

Resulta, pues, un beneficio medio por tonelada de 5,50 pesetas. Por consiguiente, los 100 millones de toneladas han producido 550 millones de pesetas, a los que, agregados 40 millones por los minerales explotados por Compañías extranjeras, dan en cifras redondas 600 millones para los mineros vizcainos en treinta i ocho años. No hago mencion aquí de las sumas invertidas en jornales, materiales, impuestos, etc., que quedan todas en el pais.

¿En qué se han ido invirtiendo esos millones a medida que ingresaban en las arcas de los mineros vizcainos? Podría dárseles varios destinos. Se les podria arriesgar en el juego, en cualquiera de sus múltiples manifestaciones,

bolsa, ruleta, bacarat, treinta i cuarenta, carreras de caballos, etc., para enriquecer tahures, «croupiers», hipódromos, casinos i demás elementos nocivos de la sociedad; podian tambien destinarse al cómodo corte del cupon; pero tambien podian tener un destino mucho mas noble, que es el de arriesgarlos en empresas que al mismo tiempo que en la prosperidad propia, redundasen en la del pais.

Afortunadamente, las personas que al principio de este artículo cito, i algunas otras que por olvido i por la precipitacion con que escribo habré dejado seguramente de citar, a cuyas manos ha venido a parar la mayor parte de los beneficios de las minas, con la cooperacion prestada por otras personalidades del pais, como los Arteche, Aresti, Aznar, Echeverría, Mendía, Salazar, Coste, etc., i otras mas modestas, arrastradas por tan buen ejemplo, han elejido el último de los rumbos indicados i de las cifras siguientes podrá deducirse el empleo dado a las ganancias habidas en las minas de esta provincia:

CAPITAL VÍZCAINO EMPLEADO DESDE 1877 HASTA 1915 EN

Obras del Puerto.....	63.000,000	pesetas
Empresas siderúrgicas.....	94.250,000	—
Id. metalúrgicas.....	45.800,000	—
Id. ferrocarriles.....	172.400,000	—
Id. mineras fuera de la provincia.....	218.000,000	—
Id. eléctricas (saltos de agua).....	66.250,000	—
Id. varias.....	75.000,000	—
TOTAL.....	826.700.000	pesetas

Harto elocuentemente demuestran el espíritu emprendedor i enérgico de la raza.

Casi toda esta obra es hija de la riqueza obtenida de las minas. ¿Qué hubiera pasado si en vez de un Gobierno protector que se contentó con un impuesto de 3 por 100, hubiera exigido un 40 por 100? El Estado hubiera ingresado en sus arcas, hasta el dia de la fecha, es decir, en treinta i ocho años, 240 millones de pesetas, cifra sin importancia; pero el capital reunido por los mineros hubiera sido mucho menor, i mas tímido, por consiguiente, i poco o nada de lo arriba citado existiria hoy; i aunque ignoro la cifra con que la riqueza creada contribuye a alimentar al Erario público, es seguro que corresponde a un capital mucho mayor que la cifra ántes apuntada.

Seria de desear que se siguiera el mismo criterio con otras fuentes de riqueza que están hoy sobre el tapete.

JOAQUIN ARISQUETA.
Ingeniero de Minas.

Bilbao, Julio de 1916.

Un metal notable. El tungsteno ⁽¹⁾

Entre los metales mas raros que en los últimos años han surgido de los gabinetes de metalurgia, ninguno parece tener valor económico mas grande ni estar destinado a desempeñar papel mas importante en el progreso de la industria que el tungsteno. Escasos fueron los que ahora 25 años oyeron hablar del tungsteno, el cual es, no obstante, uno de los metales mas valiosos e indispensables en los dias que corren.

El tungsteno fué descubierto en 1781 i producido como metal dos años mas tarde. Él se encuentra en muchos minerales, de entre los cuales los mas usados en la produccion de mineral son el wolfram, o sea un tungstato de manganeso i de hierro; la hübnerita, o sea un tungstato de manganeso; la ferberita, o sea un tungstato de hierro, i la sheelita, o sea un tungstato de calcio. En ocasiones, el wolfram, la hübnerita i la ferberita no se distinguen fácilmente entre sí, usándose la palabra «wolfram» en sentido genérico.

Las propiedades mas notables del metal llamado tungsteno son, de acuerdo con el Sr. Frank L. Hess, de la Oficina de Mediciones Jeológicas de los Estados Unidos, las que a continuacion se espresan:

El tungsteno tiene una gravedad específica o densidad mui alta, lo cual quiere decir que es un metal mui pesado, unas dos veces i media mas pesado que el hierro, siendo su gravedad específica, que depende del tratamiento empleado en producirlo, de 193 a 202.

El tungsteno es uno de los metales conocidos mas expansivos, es decir, que es afectado escasamente en razon del volumen por la accion del calor o del frio.

El grado de fusion del tungsteno es singularmente elevado, siendo casi dos veces el del hierro. Tan elevado es su grado de fusion que, como sienta el Sr. Hess, no puede convertírsele directamente por la fusion en una masa, razon por la cual sólo se le obtiene en forma de polvo metálico de los minerales que lo contienen. Por medios indirectos puede convertírsele en masas sólidas en forma de alambre cuyo diámetro pasa de 0.0002 de pulgada (0.005 de milímetro) a piezas de grosor proporcional que pesan 2 o 3 libras. El procedimiento que para ello se emplea probablemente llegará a mejorarse con el fin de que puedan hacerse piezas mas grandes en el caso de que lleguen a alcanzar suficiente demanda.

La pureza del alambre de 0.002 de pulgada hace casi imposible que

(1) Tomado del Boletin de la Union Pan-americana, Agosto de 1916.

pueda vérselo a la simple vista, puesto que se requerirían seis alambres semejantes dispuestos el uno al lado de los otros para alcanzar con ellos un diámetro igual al de la mas fina hebra de cabello humano.

El tungsteno resiste hasta el mas alto grado los efectos de la oxidacion. A este respecto difiere del hierro, el cual se toma fácilmente de orin. Es realmente insoluble a la accion de los ácidos comunes, variando su dureza de 4.5 a 8. La mejor navaja de afeitar posee una dureza de 5 a 5.5. Como la dureza del cuarzo es de 7, tenemos que un tungsteno de 8 es mas duro i puede en consecuencia cortar, tanto una lámina de navaja, como un cristal de cuarzo. En flexibilidad es superior al mejor acero en cosa de un tercio

La dureza de los cuerpos se mide con la llamada escala de Moho, en la cual el talco está representado por 1, miéntras que el diamante, que es la sustancia conocida más dura, lo está por 10.

El tungsteno se mezcla fácilmente con otros metales, especialmente con el hierro, i en parte le suministra a la aleacion sus propiedades de dureza, de elevado grado de fusión i gran flexibilidad.

El siguiente cuadro que ha sido trazado por el Sr. C. G. Fink, i que cita el Sr. Frank Hess, señala comparativamente algunas de las propiedades del aluminio, del cobre, del níquel, del hierro i del tungsteno:

	Densidad 18° cen- tígrados.	Resistencia por pulgada cuadrada.	Grado de fusion centígrado.	Resistencia elec- trica por centí- metro cúbico.
		<i>Libras.</i>		<i>Micronos.</i>
Aluminio.....	2.7	43,000	660	2.62
Cobre.....	8.87	66,000	1,083	1.589
Níquel.....	8.75	96,000	1,453	6.93
Hierro.....	7.8	450,000	1,600	8.85
Tungsteno.....	19.6	610,000	3,276	4.42

El valor que se le da al hierro en la columna de resistencia corresponde al acero de alto grado de tension.

Si se toman en consideracion las notables propiedades del tungsteno, su gran capacidad de tension, su dureza, su maleabilidad, su alto grado de fusion, su resistencia a la oxidacion i su carácter de conductor de la electricidad, no tan grande como el de la plata, del cobre i del aluminio, pero mucho mas grande que el del hierro o del níquel, no será difícil descubrir el gran porvenir industrial i comercial que le está reservado a dicho metal.

Si se quiere un metal que pueda convertirse en un alambre mas fino que cualquier otro, o cuya resistencia sea mas grande que la del acero mas fuerte o que posea un filo mas duro que el del diamante; si se quiere un metal que no se oxide, que no se funda i que sea dos veces mejor conductor de la electricidad que el acero, ahí está el tungsteno. Raro es hallar reunidas todas estas propiedades en una sola sustancia. Por lo jeneral, basta con que

posea una de ellas. Por lo demás, tambien se necesitan dos i hasta tres de esas propiedades para determinados fines. Pero en todo lo que concierne al problema industrial se presenta la cuestion del precio. Si la dureza fuese la propiedad necesitada, el tungsteno podria responder a todas las exigencias, ya que es mas duro que el cuarzo i casi tanto como el corundum; pero como sustancia rayante no se puede comparar con los nombrados ni con otras sustancias duras cuya tonelada puede producirse a menor costo que una libra de tungsteno. Pero si con la dureza se combina la extraordinaria fuerza de tension del tungsteno en una proporcion de 600,000 libras por pulgada, entónces se tendrá un material que podrá servir para cosas que no pueden hacerse con otro metal i cuyo empleo será mui grande no obstante su costo de produccion.

Si suponemos un instrumento cortante cuyo filo no pueda ser amellado por ningun cuerpo menos duro que el corundum o el diamante i que no se rompa con un golpe o una torcedura capaz de romper o destrozarse el acero mejor templado, entónces se podrá decir que poseemos un instrumento cuyas propiedades industriales son casi ilimitadas. Su dureza, su fuerza, su resistencia a la oxidacion i su no expansibilidad hacen que el tungsteno sea mui superior al acero para todos los usos a que ahora se destina este metal. Si fuese tan barato como el acero lo podría suplantár del todo; pero no lo es i no podrá serlo aun cuando llegue a ser mayor la produccion del mineral i los nuevos métodos de reduccion hagan bajar el precio del tungsteno a una cifra inferior a la elevada que hoi alcanza.

Un instrumento de tungsteno puro es mas duro, mas fuerte i mas cortante que uno de acero i podrá cortar sustancias que el de acero no podrá. Pero un instrumento de tungsteno puro es mui costoso, no sólo en razon del elevado precio del metal mismo, sino tambien por el elevado costo de la fabricacion del instrumento. Debe recordarse que el tungsteno es casi infundible i que por ello no se puede moldear. Es mui difícil de forjar, necesitándose de una rueda de corundum o polvo de diamante para afilarlo. En realidad, sus mismas propiedades de instrumento potente le dan una cualidad refractaria que hace sumamente difícil obtener un instrumento del mismo.

La rareza de este mineral si se le compara con el mineral de hierro i la suma dificultad de reducir i de trabajar el metal, pueden llevar a creer de manera conclusiva que el tungsteno sólo suplantará al acero en grado limitado, a pesar de los descubrimientos que del mineral se hagan i de los progresos que se introduzcan en la manera de reducirlo i de manipularlo. Pero no hai manera de suplantarlo al acero. En razon de su amplia diseminacion, de su abundante cantidad, de la baratura de su produccion i de las buenas cualidades que le son inherentes, el hierro es sin disputa el metal mas valioso de que dispone el hombre; fuera de que desde que éste comenzó a usarlo, el hierro ha sido mui mejorado i puede serlo aun mas. De la misma manera que la adicion que se le hace al hierro, que es un metal relativamente blando, de

una pequeña cantidad de carbon, convierte al acero en metal fuerte i resistente, así tambien la adicion que le se hace al acero de una pequeña cantidad de tungsteno lo torna mas duro, mas fuerte i mas útil. Pero ántes de considerar la cuestion del tungsteno como aleacion del hierro, bueno es considerar, ademas de su dureza i resistencia, lo concerniente al alto grado de fusion del tungsteno comparado con el del acero.

Todo acto de cortar significa rozamiento, i el rozamiento enjendra calor. Las vueltas que se le dan a un rayo de rueda en un torno pueden producir calor suficiente para ablandar el temple del instrumento cortante i hacerlo ineficaz.

Aun cuando el hierro se funde a unos 1,600° centígrados no es necesario que el calor alcance el grado necesario para hacer desaparecer el temple del acero. Para cortar acero o hierro con un instrumento de acero es sin duda indispensable que el instrumento esté mas templado que el material que ha de cortarse. Aun así, como el rozamiento produce calor inmediatamente, comienza el proceso del ablandamiento del instrumento, por lo que mientras mas veloz sea la operacion de cortar, esto es, mientras mayor sea la velocidad a que jire el torno, mas prontamente se hará inservible el instrumento. Antes del empleo del tungsteno se fabricaron instrumentos excelentes para cortar metales, pero ninguno de estos puede considerarse en propiedad como instrumentos que resisten grandes velocidades. En efecto, fué menester que aun con los mejores de ellos no se empleara gran velocidad, pues de otro modo habrian perdido su filo. A primera vista, el novicio no alcanza a ver la importancia de la escasa o de la grande velocidad. Cien revoluciones por minuto significan que un torno, una máquina de taladrar o cualquier instrumento semejante ejecutarán en un dia con operario dado o con varios operarios cierta cantidad de trabajo, en tanto que 200 revoluciones por minuto significan que el mismo trabajo corporal i el mismo equipo harán una cantidad dos veces mayor, representando una cantidad cinco veces mas grande de 500 revoluciones.

De este modo llegamos a la casi notable consideracion de que una máquina de 30 toneladas, que necesita 12 hombres para su manejo, puede ser reducida al quinto i aun a la décima parte de su probable capacidad, sólo en virtud de que alguna cuchilla que pesa dos libras o algo ménos se calentaria demasiado si la máquina trabajase con toda la velocidad que le es dable. Un instrumento caliente no es en sí mismo objetable, pues en realidad es del todo deseable para cortar metales calientes, fuera de que ningun instrumento puede conservarse frio mientras corta metales que han sido calentados. El instrumento caliente no es objetable, ya que la verdadera objecion consiste en que el instrumento caliente deja de ser útil por la sencilla razón de que el acero se ablanda a mui bajas temperaturas. Conforme se ha dicho ántes, el punto de fusion del tungsteno es casi el doble del de hierro, siendo este he-

cho una de las bases de la superioridad del tungsteno sobre el acero como metal para material de instrumentos de gran velocidad.

Una cuchillada de tungsteno pondrá la máquina en capacidad de trabajar con toda la velocidad que puede. En efecto, él le permite al fabricante construir máquinas que puedan hacer trabajos i funciones a velocidades de que no se tenia idea cuando sólo se usaban chuchillas de acero.

El campo que se le abra al empleo del tungsteno parece casi ilimitado. Si se necesitase un tercer producto mas fuerte que el acero, mas susceptible de tension, ese seria el tungsteno; si se quisiera algo que fuese casi dos veces mas duro que el acero para navajas de afeitar, seria el tungsteno; si lo que se desea es una sustancia que conserve una gran resistencia i una dureza adiamantina aun cuando se le caliente al rojo blanco, tambien seria el tungsteno; pero, i en esto consiste la dificultad, el tungsteno es uno de los metales mas raros, razon por la cual continuará siendo costoso, fuera de que sus mismas propiedades lo hacen difícil de tratar i de manipular. A diferencia del hierro, del cobre i del estaño, es tenaz, rebelde e indisciplinado. Sin embargo, i no obstante que el tungsteno no ha sido fundido todavía hasta reducirse al estado fluido, la inventiva humana ha hallado la manera de crear metales que son de todo punto aceptables. Las tres cuartas partes de la actual produccion total de tungsteno se emplean en aleaciones con el hierro, pudiendo pronosticarse con certeza que, aun cuando puede ser aumentada, esta proporcion no disminuirá. Las aleaciones son a veces, para los no iniciados, materias de curiosas contradicciones. Supongamos dos metales que tengan respectivamente una dureza de 3 i de 5, cuyos puntos de fusion sean 400° i 600° i un poder de tension de 40,000 i 60.000 libras por pulgada, i que esos dos metales son combinados en iguales proporciones. Podria esperarse que la aleacion o mezcla resultante tuviese una dureza de 4, un punto de fusion de 500° i un poder de tension de 50,000 libras por pulgada. En realidad, la aleacion será cuanto a dureza, punto de fusion i poder de tension, igual a la del mas resistente de los dos metales. Podria hasta suceder que cuanto a una o a muchas propiedades fuese mayor. De este modo, el cobre i el zinc mezclados producen bronce, siendo éste mas resistente, mas duro i ménos fundible que el cobre i el zinc separadamente. El cobre i el zinc producen el bronce, i el plomo i el estaño el peltre; sólo que el bronce i el peltre son mas duros, mas resistentes i requieren mas calor que cualquiera de los metales componentes. Podria tambien hasta darse el caso de que aparentemente se desarrollara una nueva propiedad, como ocurre en el bronce o metal para campanas, que es el mas resonante de los metales, i que es la resultante de dos i, a menudo, de tres metales de los ménos resonantes.

Cosa análoga es la que ocurre con el tungsteno i el hierro. Los efectos del tungsteno se producen en la aleacion en mayores proporciones en lo que indican el peso o las propiedades del tungsteno, no obstante que, a diferencia de la aleaciones de bronce, de peltre i de bronce, el acero de tung-

teno no es nunca superior o siquiera igual al mejor de los metales de que está compuesto. Con todo, las propiedades del tungsteno persisten en la aleacion en grado superior a las del tungsteno empleado. Para demostrar lo que antecede supondremos que el punto de fusion del tungsteno es de $3,000^{\circ}$ centígrados i el del hierro de $1,600^{\circ}$ centígrados i que se toman 20 libras del primero i 80 del último para la aleacion. Un novicio podria esperar que la fórmula $(3,000 \times 20) + (1,600 \times 80) : 100 = 1880$ diese el punto de fusion de la aleacion. Nada, sin embargo, mas distante de la realidad. El verdadero punto de fusion de la aleacion podria ser de $2,400^{\circ}$ centígrados i aun mayor. Naturalmente, la demostracion es supuesta i hecha sólo con el intento de hacer ver el principio. En último análisis, el proceso de las aleaciones es poco comprendido, aun por los químicos mejor informados. La mayor parte de las nociones que acerca de él existen es impírica, sirviendo dicha espresion para abarcar los que sin duda son varios procesos diferentes de combinacion metálica.

El venadio, el circonio, el cromo, el níquel, el titano, el molibdeno, el tantalio i otros metales, así como el tungsteno, se emplean para aleaciones con el acero a fin de mejorarlo. Algunos de estos metales son ménos duros, se funden mas fácilmente i tienen un poder de tension menor que el acero, no obstante lo cual cada uno de ellos mejora en la aleacion el acero con las nombradas propiedades. Las buenas propiedades del tungsteno entran aparentemente i por modo directo en el acero, de la misma manera que el azúcar en el agua, obrando aparentemente el venadio sobre el carbono del acero en el sentido de aumentar los efectos benéficos del carbono, en tanto que el tantalio i el circonio obran aparentemente como meros purificadores.

Aun cuando ciertamente no es de dudar que, conforme ocurre actualmente, el empleo mas grande que tendrá el tungsteno en lo futuro será el de producir aleaciones con otros metales, principalmente con el hierro, no puede haber discusion alguna respecto a que el empleo del metal en estado mas o ménos puro llegará a ser mucho mayor. Ademas de los filamentos para bombillas eléctricas que es su empleo mas jeneralizado en la actualidad, como metal puro el tungsteno debe estenderse a otros campos. Lo único que puede oponerse para que llegue a competir con el acero o siquiera con el acero de tungsteno es el costo de produccion i el costo de manipulacion. En los lugares en que la cuestion del costo no sea de primera importancia, su empleo se estenderá rápidamente.

Ninguno de los metales conocidos se acerca al tungsteno cuanto a las propiedades necesarias para la fabricacion de buenos instrumentos cortantes.

El empleo del tungsteno en la fabricacion de polvos de bronce es casi comun. Estos polvos se obtienen mediante la fundicion de tungstato de potasa con estaño, usándose el compuesto coloreado que de ese modo se produce en trabajos de decoracion. El bronce de Magenta se prepara añadiéndole óxido tungsténico al carbonato de potasa en fusion, produciéndose con el subsiguiente tratamiento del producto obtenido cristales de color violado. Otros

bronces de los álcalis del tungsteno se preparan por medio de la electrolisis, haciendo fundir ácido tungsténico con carbonato metálico. También se producen bronces de tungstato de sodio de los siguientes colores: amarillo, dorado, azul, rojo i amarillo rojizo.

El para-tungstato de sodio se emplea en la industria de tejidos para fabricar telas a prueba de incendio i como mordente para fijar el color de las telas. Las sales de tungsteno se usan también como mordente para las sedas.

El óxido tungsténico se emplea en la fabricacion de vidrio i de porcelana para producir colores amarillos. El tungstato de sodio se usa para descolorar el ácido acético.

Uno de los importantes empleos del tungsteno como metal es el que tiene en las numerosas aplicaciones de la [electrotenia para bobinas productoras de chispas magnéticas, para llaves conductoras, etc., siendo superior al platino o al platino-iridio para semejantes usos. Como conductor del calor, el tungsteno es dos veces mas poderoso que el platino, en razon de que las piezas de contacto hechas de tungsteno se conservan mas frias. Dado su elevado punto de fusion, que es mas alto que el del platino, es un material ideal para construir tubos para rayos de Rontgen.

Pero el empleo mas importante del puro metal de tungsteno es actualmente el de la fabricacion de filamentos para lámparas eléctricas incandescentes.

La primera lámpara incandescente que se puso en el mercado i que fué inventada por Thomas A. Edison, tenia un filamento de carbon. Ese hilillo es el elemento indispensable de una lámpara eléctrica incandescente. La fabricacion de un filamento de esta clase fué el objeto mas serio de los problemas que tuvo que resolver Edison, habiendo empleado en ello tiempo considerable i practicado gran número de experimentos. Despues de haber ensayado centenares de sustancias, se fijó al fin en el bambú carbonizado, como quiera que ofrecia la única forma de carbon de suficiente resistencia. Mas tarde le fué dable usar fibras de algodón i, por último, obtuvo los filamentos carbónicos de algodón disuelto en una fuerte solucion de clorhidrato de zinc que producía un espeso líquido de aspecto de jarabe. Estos filamentos se fabricaron mediante un procedimiento de compresion, idéntico en principio al empleado en la confeccion de los macarrones. pues se hacia pasar el material en forma semi-líquida o de pasta a traves de un orificio, tirándosele de la punta para que se convirtiera en hebras o cintas. En el caso de los filamentos de carbon, los boquereles de la máquina de compresion están sumergidos en recipientes llenos de alcohol metílico. El alcohol precipita la celulosa contenida en la hebra de algodón, dándole la forma de filamento.

Desde el primer momento en que comenzaron a fabricarse las lámparas incandescentes, Edison i algunos otros pudieron darse cuenta de que lo que se necesitaba era un filamento metálico. El filamento carbónico poseía una fuerza de 3 watts por bujía. Posteriormente se pudo en práctica el pro-

cedimiento metálico, es decir, en el procedimiento final se sumergían los filamentos de algodón, carbon en crisoles que contenían grafito i que hacían subir la temperatura a cerca de 2,000° centígrados. Los filamentos carbónicos metalizados tenían una fuerza de 2.5 watts por bujía. Esto constituía un adelanto; pero, sin embargo, no era suficientemente bueno.

La primera lámpara de filamento metálico fué construida por Auer von Welsbach, inventor de malla incandescente para lámparas de gas. El filamento de Welsbach estaba hecho de osmio, que es un metal perteneciente al grupo del platino. Esto ocurrió en 1898. En la fabricación de los filamentos de osmio se introdujeron algunas mejoras con el empleo del procedimiento de compresión; pero estos filamentos no llegaron a tener éxito jeneral, siendo de añadir que el osmio es un metal muy costoso i mucho mas valioso que el oro. La primera lámpara de filamento metálico realmente vendible fué la lámpara de tantalio, la cual fué dada a conocer en 1903. Las primeras lámparas de esta clase tenían filamentos de cerca de 0.28 milímetros de diámetro; mas con las mejoras que se introdujeron para hacer mas dúctil el metal, se obtuvieron filamentos de ménos de 0.02 milímetros. Pero entónces ocurrió la dificultad de que como los filamentos carbónicos de suficiente longitud podían adaptarse con facilidad a las bombas comunes de vidrio dándole al filamento una o dos vueltas o curvas i que como el tantalio tenía una resistencia eléctrica específica mas baja que el carbon, los filamentos necesitaban ser dos veces i media mas largos i tener un cuarto del diámetro del filamento carbónico para alcanzar un voltaje i un poder lumínico igual al de aquéllos. Esto obligó a colocar los filamentos en forma de zig-zag sobre soportes llamados arañas i que hoy se ven jeneralmente en las lámparas de tantalio i de tungsteno.

La lámpara de tantalio tenían una fuerza de 1.7 watts por bujía, lo cual constituyó un adelanto en el alumbrado eléctrico. De 1905 a 1911 se vendieron mas de 100,000,000 de lámparas de tantalio.

El éxito que tuvo la lámpara de tantalio estimuló los esfuerzos que se hicieron para emplear el tungsteno, pero la dureza i la inflexibilidad del metal no permitieron que se alcanzase resultado alguno. El tungsteno que al principio se produjo era sumamente frágil, aun cuando en realidad no se produjo en modo alguno como metal sólido. La forma en que se obtuvo fué la de un polvo que podía consolidarse mas o ménos por medio de presión o de martilleo. No obstante esto, cuantos estaban convencidos de las grandes propiedades del tungsteno i los experimentadores continuaron trabajando para resolver el problema de los filamentos de lámparas. Primero emplearon el método de sustitución, semejante al de que en un principio se valió Welsbach para convertir un alambre de platino en alambre de osmio. Welsbach le puso una capa de osmio a un alambre de platino i luego hizo desaparecer el platino volatizándolo. Algo mas tarde se empleó el procedimiento de la amalgamación i, con posterioridad, el de la compresión con una pasta que contenía

polvo de tungsteno. Muchos inventores se ocuparon activamente en producir filamentos por compresion, empleando algunos de ellos una sustancia protectora determinada i los demas otra semejante. Tambien se emplearon como sustancias protectoras la goma de azúcar, la nitrocelulosa disuelta en jelatina, la cera de parafina i el alcanfor, requiriendo cada una de ellas un tratamiento diferente en la fabricacion del filamento. Tambien se descubrieron algunos procedimientos para la compresion del óxido túngstico i la pasta de tungsteno, siendo uno de los mas provechosos el del tungsteno colodionado.

Aun cuando en jeneral dieron buenos resultados, ninguno de estos procedimientos suministró un filamento de tungsteno suficientemente fuerte i duradero. Como todos lo sabian, lo que se necesitaba era producir un tungsteno que pudiera tomar la forma de un alambre. El problema consistia en producir un tungsteno maleable; pero dicho problema parecia tan irresoluble como el de la porcelana maleable. Miéntras tanto los filamentos de tungsteno obtenidos por compresion habian aumentado de tal modo la fuerza de las lámparas incandescentes que sólo requerian 125 watts por bujía.

El descubridor del método para producir tungsteno maleable es el Dr. William D. Coolidge. El procedimiento del Dr. Coolidge fué patentado en la Oficina de Patentes de los Estados Unidos el 30 de Diciembre de 1913, habiéndose introducido la solicitud respectiva el 19 de Junio de 1912. En la solicitud que presentó para obtener la patente, el inventor dice que: «ha podido producir con este metal refractario, quebradizo, antimaleable i difícil en jeneral de manipular un alambre resistente, fibroso i elástico de alto grado de tension, habiendo podido facilitar de ese modo la fabricacion i mejorar la calidad de las lámparas eléctricas incandescentes de tungsteno».

El Dr. Coolidge sienta ademas que «el alambre producido por mi invencion tiene muchas otras aplicaciones, pudiéndosele emplear donde quiera que se desee obtener fuerza, ausencia de rozamiento i capacidad para soportar altas temperaturas. Tambien posee el nuevo material de que se compone el alambre i que es del todo manipulado con tungsteno maleable, una gran variedad de aplicaciones en otras actividades mecánicas».

En resumen, el método del Dr. Coolidge consiste en tomar el fino polvo amarillo llamado ácido túngstico i en reducirlo por medio del hidrógeno en un horno eléctrico a un polvo gris de granos mas gruesos, que viene a ser el tungsteno metálico. Este se moldea por presion, pero sin necesidad de capa protectora, en barras de cerca de una pulgada cuadrada por 6 pulgadas de largo. La barra se coloca nuevamente en un horno eléctrico en una atmósfera de hidrógeno i se le calienta hasta el rojo blanco. El efecto que se busca con esta calefaccion no es otro que el de compactar i fortalecer la barra, la cual se coloca otra vez en el horno eléctrico hasta que llegue casi al punto de fusion, dejándose en él hasta que la barra casi se convierte en fluido. Entónces adquiere un lustre, apareciendo sus partículas ya unidas como si constituyesen una sola masa. Con todo, la barra se halla así relativamente fuerte. Aun

entonces, se quebraría si se le dejase caer de una altura de 12 o 15 pulgadas. Al principio sólo se le puede conservar intacta manteniéndola sostenida. Al retirársele del horno, se somete la barra a las manipulaciones mecánicas necesarias para producir el tejido fibroso metálico que la convierte en alambre. La barra se machaca a la intemperie con una máquina, se le somete al calor i se le vuelve a machacar, con lo cual, de cuadrada que era su forma, se hace redonda. Esta machaca se prosigue hasta que la barra de seis pulgadas llegue a tener una longitud de 30 pies i su diámetro sea de veinticinco centésimas a tres centésimas de pulgada. En ese estado presenta un aspecto fibroso mui característico. Entonces se le calienta hasta ponerla de un rojo brillante i se le hace pasar sucesivamente por moldes de diamante, cada uno de los cuales reduce su diámetro i aumenta su longitud. Mientras se le hace pasar por los moldes tirándolos de la punta, se reduce la temperatura. El filamento de una lámpara de 10 watts tiene un diámetro de cerca de tres cuartos de milímetros, siendo por lo tanto el alambre mas fino que se ha producido con este procedimiento. Los resultados de este procedimiento suministran un alambre de tungsteno mas fuerte i mas elástico que el acero, teniendo ese filamento la fuerza de 1 watt o de algo ménos por bujía.

Aun cuando actualmente se fabrican por millones las lámparas de tungsteno, i aun cuando pronto lo serán por billones, no deja de ser con todo cierto que es pequeña relativamente la cantidad de tungsteno que se emplea con ese propósito. Estímase que en 1914 se fabricaron en los Estados Unidos mas de 100,000,000 de lámparas de tungsteno, lo que sólo representa cerca de 3 toneladas de concentrados de tungsteno. La cantidad que se emplea en una mera lámpara es tan pequeña que sólo puede pesarse en las balanzas mas sensibles.

Muchos de los empleos mas importantes del tungsteno están aun por desarrollarse; pero ese desarrollo se efectuará con mayor prontitud i se descubren i se llevan a la práctica nuevos métodos para la reduccion de minerales. Se asegura que del procedimiento de Coolidge, que tanto éxito ha tenido en la produccion de alambres, es adecuado a la produccion del tungsteno en otras formas i para otros empleos distintos de la calefaccion eléctrica. No hai duda de que han de hacerse nuevos descubrimientos en lo que respecta a los métodos de reduccion i que, a la Edad del Hierro, puede mui bien suceder la Edad del Tungsteno de Hierro.

Antes del estallido de la guerra europea el tungsteno era relativamente un metal barato. En 1912 se vendió en los Estados Unidos la libra de óxido de tungsteno en bruto de 20 a 40 centavos i la libra de metal de tungsteno a 75 centavos. Los precios se basan en el tanto por ciento de trióxido de tungsteno que contiene la tonelada. Segun el Sr. Frank Hess, el precio fué a principios de 1914 de \$ 6.50 por 1 por ciento, es decir \$ 6.50 por 20 libras de trióxido de tungsteno, WO₃; i hácia fines del mismo año de \$ 9 por 1 por ciento.

El aumento del precio ha estimulado en todo el mundo la consecucion de minas i la produccion de mineral. Segun noticias publicadas por los periódicos de Bolivia, todo el mundo anda en dicho pais a caza del wolfram. Lo mismo parece ocurrir en el Perú i en la Arjentina, donde todas las semanas se hacen importantes descubrimientos. La produccion de los Estados Unidos, que era mui pequeña ántes de 1900, fué en ese año de 46 toneladas de mineral, principalmente de tungstato de calcio. La produccion subió en 1910 a 1,820 toneladas. En 1911 fué de 1,139 toneladas, en 1912 de 1,330, en 1913 de 1,537 i sólo de 990 toneladas en 1914.

El tungsteno se produce en casi todo el mundo, jeneralmente como wolfram. Se le esporta de Burna, de Shan, de la Federacion de los Estados Malayos, del Tokin, de la India, del Japon, de Siam, de Australia, de Nueva Zelandia, de la Isla de Billiton, de Austria, de Inglaterra, de Francia, de Alemania, de Italia, de Portugal, de España, de Nueva Escocia, de los Estados Unidos, de la Arjentina, de Bolivia, del Brasil i del Perú. Casi el 40 por ciento del mineral que se obtuvo en 1905 procedia del Estado de Queensland en Australia. Los Estados Unidos produjeron cerca de 800 toneladas, España algo mas de 400 i Bolivia unas 75 toneladas.

Cuatro años despues, en 1909, los Estados Unidos ocuparon el primer puesto en la produccion de mineral de tungsteno con 1,619 toneladas en un total de 5,774 toneladas; la Arjentina vino en seguida con 900 toneladas i sucesivamente Queensland, Portugal i Nueva Gales del Sur con 679, 609 i 431 toneladas, respectivamente. Los principales productores fueron en 1914 Burna i los Estados de Shan, que si bien no comenzaron a producir sino en 1910, en 1914 tuvieron una produccion de 2,055 toneladas, siguiendo los Estados Unidos con 990, Queensland con 442, la Arjentina con 435, Bolivia con 320, la Federacion de los Estados Malayos con 317, Nueva Zelandia con 274, Inglaterra con 230, el Japon con 226 i el Perú con 130 toneladas. Al conocerse los datos correspondientes a la produccion de 1915 se verá indudablemente que Bolivia, el Perú i la Arjentina han obtenido mayores cantidades. Personas bien informadas abrigan la creencia de que en lo futuro la América del Sur i la Península de Malaya llegarán a ser los centros de la produccion del wolfram.



La utilizacion de la enerjía hidráulica en los Estados Unidos

M. H. W. Buck ha publicado, en el *Electrical World*, un estudio sobre el desarrollo de la utilizacion de la enerjía hidráulica en los Estados Unidos i sobre la ventaja que resulta de la instalacion de una central de vapor auxiliar.

El transporte eléctrico en gran escala no comenzó en América hasta 1895 con la instalacion en el Niágara de un aprovechamiento hidráulico; la tension utilizada entónces era de 10,000 voltios i la distancia de transporte de 32 kilómetros. Despues se ha evolucionado rápidamente i se ha alcanzado la tension de 150,000 voltios i la distancia de 400 kilómetros. Desde hace quince años se han instalado muchas fábricas hidroeléctricas, pero el aumento de la utilizacion de la enerjía eléctrica ha sido, sin embargo, menor que el del vapor, como lo muestra el cuadro siguiente:

AÑOS	POTENCIA TOTAL EN CABALLOS	
	De vapor	Hidráulica
1869.....	1.215.711	1.130.431
1879.....	2.185.458	1.225.379
1889.....	4.581.305	1.255.045
1899.....	8.139.579	1.454.112
1904.....	10.852.348	1.641.949
1909.....	14.199.339	1.807.439

Estas cifras no comprenden las grandes estaciones centrales en las que se utiliza simultáneamente la enerjía hidráulica i el vapor; si se las tiene en cuenta se puede calcular que la potencia hidráulica total utilizada es aproximadamente de 6 millones de caballos i la de las máquinas de vapor de 27 millones de caballos.

La introduccion de la turbina de vapor en la industria, a partir de 1900, ha tenido mucha mayor influencia sobre el desarrollo de las instalaciones de vapor, que el transporte de la enerjía por medio de la electricidad sobre el de las instalaciones hidráulicas. La evolucion ha sido rápida i continúa aun; el costo de instalacion por caballo de una central de vapor ha quedado reducido de 500 a 200 francos; ademas el consumo de carbon por

kilcvatio-hora ha bajado de 1.30-1.80 kilogramos a 0.700 kilogramcs. El empleo de turbinas de vapor, por otra parte, ha permitido disminuir considerablemente el espacio ocupado, así como reducir la mano de obra.

Estos progresos han disminuido la importancia relativa de la enerjía hidráulica i puede darse el caso de que la creacion de una central hidráulica podrá no ser mas ventajosa que la de una central de vapor. En particular, cuando la fábrica hidráulica esté mui alejada del lugar donde ha de utilizarse la enerjía, es necesario considerar no solamente el precio de la línea, sino también la pérdida en los conductores, que ordinariamente llega al 15 por 100 en caso de una trasmision algo larga.

La instalacion de un transporte de enerjía hidráulica cuesta de 750 a 1,500 francos por caballo, miéntras que con una fábrica de turbinas de vapor de gran potencia puede reducirse a 250 francos. Las principales centrales hidroeléctricas americanas son las de los saltos de agua del Niágara i del Shawinigan, que producen enerjía a un precio tan bajo, que hace imposible la competencia de una central de vapor. Una central que suministre enerjía eléctrica a fábricas electroquímicas debe poder producirla con un gasto de un céntimo a un céntimo i medio por kilovatio-hora. Hai mui pocas centrales hidroeléctricas americanas que puedan producir enerjía a este precio durante todo el año para un servicio diario de veinticuatro horas. El único medio para conseguir esto seria el de producir durante el período de abundancia de aguas, tres meses próximamente por año, una cantidad de enerjía elevada, i reducir la produccion durante el resto del año.

Mr. Buck da en su artículo la curva de una instalacion determinada, con un salto de 20 metros de altura. Si la carga ha de ser la misma durante todo el año, la potencia de la fábrica debe corresponder al gasto mínimo; será entónces de 10,000 caballos i la produccion anual de enerjía de 65 millones de kilovatios-hora. Si la carga de la fábrica puede variar segun las estaciones, puede establecerse para una potencia de 75,000 caballos i en este caso el suministro anual de enerjía será de 264 millones de kilovatios-hora. El coste de las instalaciones hidráulicas no aumenta mucho cuando la potencia de la fábrica crece, sucediendo lo mismo con los gastos de explotacion; de modo que desde el punto de vista del precio de coste de la enerjía hai gran ventaja en utilizar el agua por completo. Muchas fábricas electroquímicas pueden funcionar con una carga que varíe segun las estaciones, pero no sucede lo propio con otras fábricas; es necesario ademas observar que en el caso de una fábrica electroquímica, la cuestion del precio de coste de la enerjía es mui importante, pues entra en gran proporcion en la evaluacion del precio de costo, miéntras que en caso de una fábrica ordinaria el precio de la enerjía tiene ménos importancia.

Se puede estimar que hai actualmente en América una potencia hidráulica de 35 millones de caballos sin utilizar todavía, con la cual se podria obtener enerjía a un precio de coste admisible; pero no hai que creer que la

subida del precio del carbon hará aumentar el número de fábricas hidroeléctricas que seria ventajoso instalar.

Conviene recordar que actualmente se utiliza como máximo el 20 por 100 de la enerjía latente del combustible, i que no es difícil que se hagan nuevos progresos que reduzcan el coste de la produccion de enerjía por medio del vapor, miéntras que, por el contrario, no parece posible aumentar el rendimiento de las fábricas hidroeléctricas, que llega al 93 por 100 para los motores hidráulicos i al 98 por 100 para los jeneradores de electricidad. Muchas fábricas hidroeléctricas erijidas hace algunos años no lo serian hoi, vista la economía de las turbinas de vapor actuales.

En California i en los Estados del Oeste, el descubrimiento de pozos de petróleo ha disminuido mucho la importancia de la potencia hidráulica; pero no sucede lo mismo en América del Sur donde el carbon es caro, así como en Canadá donde existen numerosos saltos de agua que se pueden utilizar económicamente.

Respecto a la ventaja que resulta de instalar una central de vapor auxiliar, dice Mr. Buck en su artículo:

«Cuando se instala una fábrica hidroeléctrica para tener una carga anual constante, es necesario, para que la enerjía producida resulte a precio reducido, instalar una acumulacion de agua o una reservá de vapor; en la mayor parte de los casos, la economía mayor se obtendrá empleando simultáneamente los dos medios.»

Mr. Buck da las curvas del gasto anual de diversos cursos de aguas de América, i muestra que, no instalando reserva, la potencia máxima utilizable, en un caso especial, es de 4,000 kilovatios, miéntras que con una fábrica de reserva de vapor que suministre el 10 por 100 de la enerjía total anual la potencia utilizable es de 12,000 kilovatios. En otro caso, la potencia utilizable sin reserva de vapor es insignificante, miéntras que con una estacion que pueda suministrar 25 por 100 de la enerjía total anual, la potencia utilizable es de 10,000 kilovatios.

Cuando se puede instalar una acumulacion de agua al mismo tiempo que una central de reserva de vapor, la mayor economía se obtiene durante los períodos de escasez de aguas, haciendo funcionar la reserva de vapor a una carga lo mas constante posible i dejando que las variaciones diarias de la carga afecten solamente a la potencia hidráulica.



Situacion de los mercados de minerales, metales i combustibles

Octubre 31 de 1916.

COBRE.—Aunque las ventas realizadas durante la semana pasada han sido poco importantes, los precios del *standard* se han sostenido bien en Lóndres. Las clases refinadas han seguido subiendo.

En Nueva York continúa la demanda de metal. El electrolítico se cotiza de $28\frac{1}{2}$ a 29 centavos para entregas inmediatas i de 28 a $28\frac{1}{2}$ centavos para entregas en Noviembre i Diciembre.

En Lóndres las cotizaciones son las siguientes: *standard*, £ 123 a £ 124 al contado i £ 120 a £ 120.10.0 tres meses; *bets selected*, £ 148 a £ 143; i electrolítico, £ 145 a £ 142.

ESTAÑO.—La situacion de este mercado ha mejorado considerablemente, habiéndose hecho negocios en grande escala. Se han hecho importantes ventas en América i los consumidores ingleses se muestran mas dispuestos a negociar.

Los *stocks* de Lóndres, en 12 de Octubre, eran de 2,309 toneladas.

Se cotiza el estaño en Lóndres de £ 182 a £ 179 al contado i de £ 179.10.0 a £ 179.15.0 tres meses. En el mercado de Nueva York se cotiza de $41\frac{3}{4}$ centavos a $43\frac{3}{4}$ centavos.

PLOMO.—El mercado del plomo en Lóndres está desanimado. Los consumidores no muestran deseos de comprar, así es que el mercado atraviesa un período de extraordinaria calma. Las ofertas, aunque poco numerosas, son suficientes para las necesidades del mercado i los precios no han variado.

Se cotiza el plomo español de £ 30.10.0 a £ 29.10.0 i el ingles a £ 32.5.0.

ZINC.—Hai gran demanda de este metal para entregas próximas. Los Estados Unidos han esportado durante el mes de Septiembre, 14,309 toneladas.

El precio oficial en Lóndres es £ 54 a £ 51.

PLATA.—Standard, 32 5/16 d.

ANTIMONIO.—Nominal en Lóndres.—El metal de fabricacion española no ha sufrido aquí variacion ninguna en los precios.

ALUMINIO.—Nominal en Lóndres.—Como no hai importaciones en España, las pocas existencias que se conocen aquí se hacen pagar a precios elevados.

MERCURIO.—£ 17.15.0 por frasco.

NIQUEL.—£ 225 por tonelada.

PLATINO.—200 a 220 chelines por onza.
Se han hecho algunas ventas a £ 11 por onza.

BISMUTO.—11 chelines por libra.

CADMIO.—7 s. 9 d. por libra.

SULFATO DE COBRE.—£ 51 a 52 £ por tonelada.

LATON:

Alambre, 1 s. 3 5/8 d. por libra.

Tubos, 1 s. 4 1/2 d. ídem.

Planchas, 1 s. 4 1/8 d. ídem.

MINERALES:

Molibdenita (90 por 100 MoS_2 mínimo), 105 s. por unidad.

Wolfram (70 por 100 WO_3 puro), 55 s. ídem.

Scheelita (70 por 100 WO_2), 55 s. ídem.

Mineral de cromo.—Precio base de 50 por 100 Cr_2O_3 , 37 s. 6 d. por tonelada; escala 2 s.

METALES EN BILBAO.—La casa *Bonifacio López i Cía*, de Bilbao, cotiza los precios siguientes para aceptacion inmediata (26 de Octubre).

Estaño «Cordero i Bandera» ingles, en lingote.....	515	pesetas	los	100	kilógramos.
Estaño «Cordero i Bandera» ingles, en barritas.....	518	»	»	»	»
Estaño «Straits» en lingotes.....	510	»	»	»	»
Plomo dulce superior en lingotes marca «La Estrella».....	78	»	»	»	»
Cobre dulce en barras cuadradas para soldadores.....	530	»	»	»	»
Cobre «Best Seletec», puro en lingotes.....	370	»	»	»	»
Metal antifriccion «Magnolia» en lingotillos.....	350	»	»	»	»
Metal antifriccion «Babbitt» en lingotillos.....	340	»	»	»	»
Aluminio puro de 98 a 99 por 100 en lingotillos.....	1.050	»	»	»	»
Antimonio puro en panes.....	350	»	»	»	»
Sulfato de cobre ingles de primeras marcas 98 a 99%.....	160	»	»	»	»

La casa *Martínez i Otero*, de Bilbao, cotiza los precios siguientes (28 de Octubre): Precio como base del LINGOTE de:

Cobre, 374; Estaño, 512; Aluminio, 1,200; Plomo, 76; Antimonio, 340 pesetas los 100 kilos.

Metales blancos para antifriccion garantizados extra:

Babbitt, 340; Tandem, 450; Atlas, 430; Atlas MB, 530; Magnolia, 340 pesetas los 100 kilos.



Bibliografía

Obras recién llegadas a la Biblioteca de la Sociedad Nacional de Minería i que se encuentran a disposicion de los señores socios para su consulta.

Trumbull.—Manual of Underground Surveying.

Steinmetz.—Engineering Mathematics.

Strohm.—Oil Fuel for Steam Boilers.

Harris.—Compressed Air.

Lindgren.—Mineral Deposits.

Hoffman.—General Metallurgy.

» —Metallurgy of Copper.

» —The Metallurgy of Lead and the Desilverization of Base

Bullion.

Havard.—Refractories and Furnaces.

Damour.—Industrial Furnaces.

Jones.—Unit construction costs from the New Smelter.

Gunther.—Electro-Magnetic Ore Separation.

Heath.—The analysis of Copper.

Campbell.—Manufacture and Properties of Iron and Steel.

Fisch.—Engineering Economics.

Schlomann.—The elements of Machinery.—Vol. L.

» Hoisting and Conveying Machinery.—Vol. VII.

» Metallurgy of Iron.—Vol. XI.

Sang.—Corrosion of Iron and Steel.

Juptner.—Heat Energy and Fuels.

Edward Wiard.—Theory and Practice of Ore Dressing.

Rickard.—The Flotation Process.

Lassar Cohn.—An Introduction to Modern Scientific Chemistry.

Irving Fay.—The Chemistry of Coal-Tar Dyes.

Von Georgiesvics.—Chemistry of Dyestuffs.

Phin.—Seven Follies of Science.

Harris Jones.—The Electrical Nature of Matter and Radioactivity.

Duncan and Penman.—The Electrical Equipment of Collieries.

Patchell.—Application Electric Power to Mines and Heavy Industries.

Walker.—Electricity in Mining.

Booth.—Water Softening and Treatment.

Reinhardt.—Lettering for Draftsmen, Engineers and Students.

Joly.—Radioactivity and Jeology.

Mc. Machen.—Tests for ores minerals and metals Commercial value.

Dron.—Text Book of Mining Formulae.

Wabner.—Ventilation in Mines.

Peddie.—Engineering and Metallurgical Books.

Merivale.—Notes and Formulae for Mining Students.

Rogers.—Industrial Chemistry.

White.—Methods in Metallurgical Analysis.

Sexton y Primrose.—An Outline of the Metallurgy of Iron and Steel.

Weed.—The Mines Handbook and Copper Handbook.—Vol. XII.



Unicos i Exclusivos Representantes para
Chile i Bolivia de la afamada firma

Ingersoll, Rand Co.

NEW YORK.

La mas grande fábrica del mundo en su
jénero para instalaciones de máquinas
de aire comprimido; pioneers de los
mas importantes trabajos de esca-
vacion mecánica en túneles i

• minas,

especialidad adquirida en 40

años de la

mas profunda experiencia

i

variada práctica.

Principales

Productos:

Compresoras

eléctricas,

hidráulicas i a

vapor para aire i gas.

Perforadoras

de rocas de toda clase.

Martillos

telescópicos para trabajos

de chimeneas i perforacion

de tiros verticales e inclinados.

Remachadoras de

toda clase i dimensiones

para trabajo de remacha-

dura de puentes i cualquier

clase de armadura de hierro.

Taladradoras "Little David" para
perforacion de láminas metálicas.

Cortadoras neumáticas

Malacates neumáticos

Afiladora Leyner para barrenos

Estanques de alta presion, etc., etc.

INTERNATIONAL MACHINERY Co.
Santiago
Casilla 107-D

Morandé 530

MUSEO MINERALÓJICO

MONEDA, 759 :: CASILLA, 1807

LABORATORIO QUÍMICO

DEPENDIENTE DE LA

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Se hacen reconocimientos de sustancias minerales, ensayos i análisis. La tarifa acordada por la Comision del Museo i aprobada por el Directorio de la Sociedad para el año en curso, es la siguiente:

TARIFA

Ensaye por oro simple	\$	7.00
" " oro por vía húmeda i seca.....		14.00
" " plata		5.00
" " oro i plata		10.00
" " cobre		4.00
" " cobre de una escoria.....		8.00
" " cobre de varios paquetes en que se debe reducir a un comun \$ 1.00 la pesada por cada paquete, ademas el valor del ensaye		

NOTA.—Muestras mui abundantes tendrán un recargo.

Ensaye por plomo.....		5.00
" " plomo de minerales complejos.....		10.00
" " Insoluble.....		5.00
" " Sílice.....		10.00
" " Cal		8.00
" " Alúmina.....		8.00
" " Magnesia		15.00
" " Humedad		3.00
" " Azufre		10.00
" " Fierro		10.00
" " Manganeso.....		15.00
" " Arsénico		20.00
" " Antimonio.....		20.00
" " Estaño.....		20.00
" " Tungsteno (Wolfram).....		20.00
" " Níquel		30.00
" " Cobalto		30.00
" " Aluminio.		8.00
" " Cromo		20.00
" " Fósforo.....		20.00
" " Molibdeno		30.00
" " Vanadio.....		30.00
" " Zinc.....		10.00
" " Mercurio		20.00
" " Potasio		25.00
" " Yodo		20.00
" " Sodio		25.00
" " Cloro.....		10.00
" " Acido bórico		20.00
" " Acido nítrico.....		10.00
" " Acido Carbónico		15.00

NOTA.—Todo paquete segundo se cobrará el doble i los terceros el triple.

Todos los ensayos cualitativos valdrán \$ 6.00.

Ensayes de Carbon i Análisis Completos de Minerales

PRECIOS CONVENIDOS CON EL DIRECTOR DEL MUSEO

Está abierto al público este plantel todos los dias desde la 1 P. M. hasta las 5 P. M.

SE HACEN CANJES DE MINERALES

Casilla núm. 1807— SANTIAGO — Moneda núm. 739



ESTADÍSTICAS:

PADRONES DE MINAS

INFORMES:

COBRE:

<i>Díaz Ossa, I.</i> —La Industria del Cobre.....	12.00
<i>Ugalde, Nicolás.</i> —Preparacion mecánica de los minerales de cobre nativo de Lago Superior (E. U.).....	1.00

<i>Sundt, F. A.</i> —Proyecto para la instalacion de un establecimiento de beneficio de minerales de cobre con una capacidad anual de 6,000 toneladas de cobre fino.....	\$ 1.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Garantía Fiscal para un establecimiento para tratar minerales de cobre i apartado electrolítico.....	1.00
<i>Gandarillas, Javier.</i> —Bosquejo del estado actual de la industria minera del cobre en el extranjero i en Chile.....	3.00

JEOLÓJIA:

<i>Sundt, Lorenzo.</i> —Volúmen I.—Estudios jeológicos i topográficos del Desierto i Puna de Atacama.	7.50
Volúmen II.—Estudios jeológicos i mineralógicos del Desierto i Cordillera de Atacama.....	7.50
<i>Orrego Cortés, A.</i> —Estudio Jeológico e Hidrológico de las provincias de Tacna i Arica.....	3.00

SALITRE, ABONOS:

<i>Ugalde, Nicolas.</i> —Contribucion al estudio de la industria del salitre	10.—
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de Nitratos, Yodo, Cloratos i Percloratos en el caliche i productos de la industria del salitre i yodo.	5.50
<i>García, L. G.</i> —Dosificacion de nitratos en el salitre.....	2.00
<i>Quezada, C. V.</i> —Oríjen del salitre i otros abonos.....	1.00
<i>Díaz Ossa, B.</i> —El salitre sintético.....	1.00
<i>Díaz Ossa, B.</i> —Estado actual de la fabricacion de abonos azoados.	1.00
<i>Gandarillas, Javier.</i> —La centralizacion de las ventas del salitre i la concentracion mundial de las grandes industrias....	2.00

PETRÓLEO, HULLA:

<i>Blanquier, Juan.</i> —La Industria del Petróleo.....	2.00
<i>Blanquier, Juan.</i> —Política Petrolífera.....	2.00
<i>Schneider, Julio.</i> —Descubrimiento de la hulla en Chile.....	1.50

ORO:

<i>Orrego Cortés, A.</i> —La industria del oro en Chile.....	3.00
<i>Doolittle, J. E.</i> —Dragaje de oro en California, traducido por el Ingeniero de Minas, don Guillermo Yunge.....	3.00

HIERRO:

<i>Gandarillas, Javier.</i> —La Industria del hierro i del acero en Estados Unidos, Alemania i otros paises i las minas de hierro...	10.00
--	-------

VARIOS:

<i>Puelma, L. N.</i> —Apuntes prácticos para el uso de los mineros....	1.00
<i>Díaz Ossa, I.</i> —Cálculos metalúrgicos.....	1.50
<i>Díaz Ossa, I.</i> —Química práctica de las fundiciones de cobre.....	6.00
<i>Philippi, Julio.</i> —El servicio oficial de Inmigracion en San Pablo (Brasil).....	1.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Monografías Mineras i Metalúrgicas.....	5.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de oro, plata, plomo, estaño i cobre. 2. ^a edicion	3.00
<i>Lorca, Eulogio.</i> —La industria del bórax.....	5.00

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente

Cárlos Besa

Acuña, Guillermo
Aguirre, Cesáreo
Aldunate Solar, Cárlos
Avalos, Cárlos G.
Blanquier, Juan

Barriga, Cárlos
Elguin, Lorenzo
Gandarillas, Javier
Ghigliotto Salas, Orlando
Lanas, Cárlos

Vice-Presidente

José Luis Lecaros

Lezaeta A., Eleazar
Lira, Alejandro
Malsch, Cárlos
Pinto, Joaquin N.
Yunge, Guillermo

Secretario

OSVALDO MARTÍNEZ C.

Nuevas bases para el establecimiento de la industria siderúrgica en Chile

I

EL CONSUMO DE HIERRO EN CHILE

Antes de apreciar la industria siderúrgica chilena, es preciso darse cuenta de nuestro consumo de hierro i acero.

Un análisis de largos años no sería práctico, ya que nuestro desenvolvimiento industrial está cuajado de crisis; notemos sólo las siguientes:

I.—La revolucion de 1891.

II.—La de 1895, provocada por las leyes monetarias;

III.—La de 1898, período álgido de nuestras dificultades con la República Argentina, que se prolongaron hasta 1902;

IV.—La de 1906, consecuencia del terremoto de Agosto, agravada por la crisis mundial de 1907.

V.—La de 1914, ocasionada por la gran guerra.

En estos 25 años, apenas si hai cinco, desde 1908 a 1913, que ofrezcan una norma tranquila de progreso, casi metódica, que pueda servir de base para un estudio.

En la primera de estas fechas consumimos 223 000 toneladas de hierro en artículos manufacturados e industriales; en el último nuestras compras llegaron a 266 000 toneladas. El aumento en el quinquenio fué de 20%, en números redondos. El coeficiente mundial de incremento es de 52% por decenio. Creemos que un factor aproximado para calcular nuestras necesidades futuras será la que resulte del promedio de estos coeficientes.

Estos datos nos dan la siguiente escala:

Años	Consumo deducido del factor nacional.	Consumo deducido del factor mundial.	Consumo segun el promedio.
1913.....	266 000 tons.	266 000 tons.	266 000 tons.
1923.....	387 000 »	400 000 »	391 500 »
1933.....	551 000 »	615 000 »	583 000 »
1943.....	794 000 »	934 000 »	864 000 »
1953.....	1 140 000 »	1 420 000 »	1 280 000 »
1963.....	1 646 000 »	2 258 000 »	1 952 000 »

Nuestro consumo actual no alcanza a 70 kilogramos por habitante. Los Estados Unidos e Inglaterra consumen 150 kilogramos; en Alemania este factor es de 380 kilogramos i de 170 en Francia. Creemos que nuestra característica de país minero i de porvenir manufacturero debe llevarnos a un consumo de 400 kilogramos por habitante; este factor, para una población de 6 millones, en un período de 50 años, nos da 2 400 000 toneladas.

Las facilidades para la provision de Bolivia i de una gran zona argentina, nuestro futuro en materia de comercio marítimo, nos obligan a prepararnos para una gran producción siderúrgica, libertándonos del proveedor extranjero i conquistando para nosotros los mercados que nos ofrece la naturaleza.

Nuestro pobre consumo actual acusa nuestro atraso industrial por la falta de hierro barato i oportunamente suministrado.

El hierro es tan necesario para el organismo colectivo como para el natural; la sangre necesita hierro para sus glóbulos rojos, los pueblos necesitan hierro para sanar de su anemia industrial.

Los datos anteriores nos indican los siguientes factores de incremento por decenio i por año:

1913-1923.....	125 000 tons. en 1 decenio o 12 500 por año
1923-1933.....	192 000 » » » 19 200 » »
1933-1943.....	281 000 » » » 28 100 » »
1943-1953.....	416 000 » » » 41 600 » »
1953-1963.....	672 000 » » » 67 200 » »

Estos datos nos ofrecen varias enseñanzas. Desde luego, la gran industria siderúrgica al estilo de Alemania, Inglaterra, Estados Unidos o Canadá, no tiene grandes expectativas. En estos países el tipo corriente de instalaciones es para 250 000 toneladas anuales, cifra que representa el mayor consumo que alcanzaremos en 1933 i que es casi igual a nuestras compras de hoy. Una usina semejante se encontraria ante este dilema: o el monopolio de nuestro mercado o una vida lánguida hasta 1933. Lo primero seria ruinoso para el país i lo segundo para la empresa. Semejante instalacion sólo podria acometerse para esportar hierro i ello seria posible siempre que nuestros costos sean muy bajos, lo que no creemos.

Por otra parte, semejante usina necesitaria un capital de cerca de 3 millones de libras esterlinas, suma que no está al alcance de los nacionales i que no habrian de invertir los extranjeros para combatir sus propios intereses.

Finalmente, la gran industria siderúrgica tropezaria con problemas técnicos aun sin solucion, como ser la adaptacion de nuestro carbon fósil para la produccion de coke metalúrgico. La gran industria siderúrgica sólo vendrá cuando este problema esté resuelto o cuando podamos tener coke extranjero muy barato. Conviene dar algun detalle sobre el particular.

La tonelada de lingote tiene, en Estados Unidos, el costo mínimo que sigue:

Mineral.....	\$ 11.55 oro de 18 d.
Combustible.....	4.29 » »
Otros gastos.....	4.33 » »
Suma.....	\$ 20.17 oro de 18 d.

Este precio del coke será difícil, si no imposible, obtenerlo de nuestros carbones. De Estados Unidos podríamos tenerlos a \$ 25 oro en las condiciones mas favorables, o sea con un exceso de gastos de

$$\text{\$ } 25.00 - \text{\$ } 8.42 = 16.58$$

La tonelada de lingote saldria así a 36.75, i es evidente que los capitales americanos preferirán producirla en sus usinas, con sus minerales i su combustible.

Del extremo Oriente, talvez de la China, donde el carbon se obtiene á 3 sh., podríamos tener coke, con fletes de 24 sh. a un precio no superior a \$ 20 oro la tonelada en puerto de la usina situado en la rejion minera. En este caso, nuestro costo de fabricacion seria, con buenos minerales que consuman 925 kilos de coke, el siguiente:

Mineral.....	\$ 7.42
Coke.....	18.50
Otros gastos.....	4.33
Suma.....	\$ 30.25 oro de 18 d,

Este costo nos pondrá al nivel de muchas usinas americanas i de casi todas las inglesas. El problema no es de solucion imposible; léjos de eso es mui hacedero i envuelve un gran interes nacional. En efecto, el mercado de coke oriental nos daria como carga de retorno el salitre, bastando enunciar este hecho para juzgar el interes del negocio bajo el aspecto nacional

En todo caso, estas son meras expectativas, de dilatada solucion, i lo urgente es resolver el problema a corto plazo.

La segunda enseñanza que arrojan los datos anteriores es la pequeñez del incremento anual de nuestro consumo; principia por 12 500 toneladas en el primer decenio i llega a 67 200 anuales en 50 años mas. DE ESTO SE DESPRENDE QUE LA INDUSTRIA SIDERÚRJICA APROPIADA PARA CHILE ES LA PEQUEÑA USINA; DERIVÁNDOSE ADEMAS LA POSIBILIDAD DE CONQUISTAR TODO EL INCREMENTO ANUAL DE NUESTRO CONSUMO, DEJANDO AL MERCADO ESTRANJERO CON SU CUOTA ACTUAL, QUE PODRÁ ELIMINARSE METÓDICAMENTE.

Para que esta solucion sea posible, es preciso contestar afirmativamente las dos interrogaciones que siguen:

¿Tenemos capitales chilenos suficientes? ¿Se pueden alimentar las usinas chilenas con materias primas chilenas?

II

CAPITALES CHILENOS E INDUSTRIA SIDERÚRJICA CHILENA

Si admitimos, como es lo corriente, una inversion de £ 12 por tonelada de hierro o acero elaborado anualmente, tendremos las siguientes necesidades anuales por períodos:

Primer período, 1913-1923

Provision de 12 500 tons. por año. Inversion de £ 150 000

Segundo período, 1923-1933

Provision de 19 200 tons. por año. Inversion de £ 230 000.

Tercer período, 1933-1943

A 28 100 tons. por año. Inversion de £ 337 000

Cuarto período, 1943-1953

A 41 600 tons. por año. Inversion de £ 499 000

Quinto período, 1953-1963

A 67 200 tons. por año. Inversion de £ 806 000

El total que se invertiría en 50 años sería de £ 20 millones, o sea una suma inferior a lo que tienen los chilenos en la industria salitrera. Con estas inversiones conquistaríamos todo el incremento del consumo nacional, libertándonos de pagos al extranjero, que sólo en el primer período de 10 años suman mas de £ 5 millones. El hierro nacional fomentaría otras industrias derivadas de la matriz siderúrgica, poblaría la zona minera i valorizaría la zona boscosa del sur, creando riquezas incalculables.

Si los chilenos han podido consagrar su esfuerzo i su dinero a la industria salitrera, no se ve por qué no han de interesarse por la siderurgia, de inversion provechosa i de duracion indefinida. Los capitales que se requieren no son exajerados i, especialmente, la cuota del primer decenio es casi insignificante ante la suma de las disponibilidades del ahorro nacional. Haremos un breve apunte de las ventas mas a la vista i contaremos que el 19% de ella forme, de un modo global, el fondo de ahorros, el de la capitalizacion nacional.

Tenemos:

Ganancias agrícolas; 6% sobre 4 mil millones.....	\$ 240 000 000
Ganancias salitreras; \$ 1,00 sobre 30 millones de quintales chilenos.....	30 000 000
Ganancias industriales; 6% sobre 500 millones en fábricas.....	30 000 000
Ganancias comerciales; estimaríamos sólo el 5% sobre transacciones no inferiores a dos mil millones.....	100 000 000
Ganancias capitalistas, bonos hipotecarios i acciones bancarias.....	60 000 000
Sueldos de empleados públicos.....	100 000 000
Salarios de particulares.....	300 000 000
Suma.....	\$ 860 000 000

El 10% de esta suma o sea 86 000 000 es el mínimo de la capitalización nacional posible; la buena dirección de la económica nacional debe tender a procurar la mejor inversión de estos dineros en provecho individual i de la colectividad. Si estimamos el cambio a 10 peniques, como lo haremos en todo estudio al tratar de moneda corriente, esos 86 millones representan mas de 3 millones i medio de libras esterlinas al año. La industria siderúrgica sólo requiere en el primer decenio poco mas de 4% de esta cuota de capitalización nacional.

Basta el enunciado de esta cifra para dejar establecido que podemos hacer hierro chileno con capitales chilenos, siempre que a éstos se les ofrezca una situación de confianza en su inversión, dentro de las modalidades de nuestro mercado.

MATERIAS PRIMAS NACIONALES

Todo detalle de este punto estaria fuera de lugar en estos apuntes. Tenemos toda una biblioteca en la cual se establecen los hechos siguientes, confirmados:

I.—Gran abundancia de minerales de hierro de buena lei en las provincias del norte, especialmente Atacama i Coquimbo.

II.—Enormes estensiones de bosques en el sur, cuyas maderas son adecuadas para la fabricación del coke vegetal que requiere nuestra siderurgia;

III.—Grandes fuerzas hidráulicas en la rejion boscosa que puedan adaptarse a la industria siderúrgica.

IV.—Dilatados yacimientos de carbon fósil, cuya aplicación a la industria del acero sólo es cuestion de perfeccionamiento de los métodos que se ensayan con buenos resultados.

V.—Facilidades de comunicacion entre la zona minera i la boscosa, a lo largo de nuestra costa, siendo un factor favorable la necesidad de procurar carga de retorno a las naves que proveen de artículos alimenticios a las provincias del norte.

Con esta riqueza se puede acometer la industria siderúrgica con cualquiera de estos métodos:

PRIMERO.—Fundición eléctrica.

SEGUNDO.—Sistema de carbon fósil directo, mientras se resuelve la cuestion del coke chileno o el problema comercial del coke extranjero.

TERCERO.—Fundición con carbon de madera, al estilo corriente en Suecia.

No aconsejamos por ahora ni el primero ni el segundo sistemas; las experiencias están reñidas con la implantación de una industria nueva en el país, a la cual se quiere hacer marchar con toda velocidad. Se impone, así, el método sueco, perfectamente conocido i único que puede garantizar el

éxito inicial. Este método tiene, además, la ventaja de armonizar los intereses de dos grandes regiones del país, de sus dos extremos, de las provincias mineras del norte i de las boscosas del sur. El lazo creado entre ellas, la marina mercante, encontrará base sólida en el desarrollo de esta industria.

Si hai capitales i materias primas, queda en pié solamente la cuestion del precio de costo. Si esto, incluyendo las buenas ganancias que exigen estos negocios, es igual al que se obtiene en el extranjero, la industria no tendrá competidores desde el primer día, ya que la benefician los fletes i las tarifas aduaneras; si el costo es superior hasta el punto de que la competencia sea posible, aun contando las tarifas i los fletes, será preciso determinar las condiciones racionales de la producción.

Examinemos previamente los precios de nuestros mercados i de nuestros proveedores extranjeros.

IV

LOS PRECIOS DEL MERCADO

La cotización media de 1 000 kilogramos, en oro de 18 peniques, ha sido la siguiente antes de la guerra:

Artículos	EE. UU.	Inglaterra	Alemania	Chile
Lingote.....	\$ 40.00	\$ 45.00	\$ 42.00	\$ 60.00
Vigas.....	68.00	80.00	73.00	115.00
Planchas.....	70.00	82.00	77.00	150.00
Barras.....	66.00	78.00	70.00	120.00
Rieles.....	66.00	69.00	68.00	95.00

Nuestro punto de partida debe ser el mercado americano, ya que su precio es el mas favorable i cuya preferencia se impone por las ventajas del canal de Panamá. El artículo de Estados Unidos para llegar a Chile tiene que vencer las siguientes resistencias traducidas en dinero:

- I.—Fletes de las usinas a la nave, \$ 2.80 oro americano,
o sea en moneda de 18 d..... \$ 8.33.
- II.—Flete marítimo, incluso derechos del canal, 4 do-
lars, o sea..... 11.11.

Suma..... \$ 19.44 de 18 d.

Contaremos 20 pesos en números redondos, i agregaremos la tarifa de aduana. Esto nos da:

Artículos	Costo a bordo	Aduana	Total
Lingote.....	\$ 60.00	\$ 2.50	\$ 62.50
Vigas.....	88.00	10.00	98.00
Planchas.....	90.00	10.00	100.00
Barras.....	86.00	10.00	96.00
Rieles.....	86.00	10.00	96.00

El precio medio de los artículos resulta:

Lingote.....	\$ 62.50
Hierro o acero.....	97.50

Sobre estos costos conviene hacer algunas observaciones:

1.^a El lingote vale \$ 40 oro chileno en los Estados del Norte, en la zona de Pittsburgh, pero en los mercados del sur sólo se cotiza a \$ 35. Por consiguiente, nuestro pequeño mercado de lingote podría ser dominado por los productores de esta última zona.

2.^a Las utilidades en Estados Unidos fluctúan entre 8 i 10 dólares por tonelada, repartiendo las sociedades fuertes dividendos, lo que hace posible dominar la producción chilena con mui poco sacrificio. En efecto, cualquiera fábrica que produzca 200 mil toneladas anuales, puede proveer el incremento anual de nuestro consumo sólo con un 5% de su elaboración; de este modo puede asegurarse nuestro mercado, aun sin ganancias, sin menoscabo apreciable de sus utilidades jenerales.

3.^a Si admitimos una ganancia media de 8 dólares por tonelada i hacemos la hipótesis de que el fundidor americano renuncie a la mitad de ellas para asegurar su influencia en Chile, debemos asegurar al productor nacional esta misma sobre utilidad de 4 dólares, a fin de que no pueda competir con él la industria extranjera. La garantía de esta ganancia debe ser simplemente transitoria, mientras las empresas nacionales forman raíces sólidas. Los 4 dólares significan 11.11 de 18 d.; de modo que a igualdad de costos globales, nuestras leyes deben garantizar esa diferencia durante el período inicial de la industria siderúrgica chilena.

En estas condiciones tenemos:

Primero.—Si el lingote extranjero se vende a 62.50, el costo de producción, incluyendo el servicio de capitales, no debe exceder de: \$ 62.50—11.11 = \$ 51.39.

Segundo.—Si el hierro o acero elaborado se venden a \$ 97.50 en las mismas condiciones anteriores, su costo en Chile no puede esceder:

$$\text{\$ } 97.50 - 11.11 = \text{\$ } 86.39$$

Investigaremos nuestros precios de costo con el fin de resolver si la industria siderúrgica necesita o no otra proteccion que la establecida en nuestro arancel de aduanas.

V

COSTO INDUSTRIAL DEL HIERRO CHILENO

Las usinas deben establecerse en el sur de Chile por los motivos que se enumeran:

I.—Por encontrarse allí el carbon vegetal, base de nuestra siderurjia en el estado actual de la técnica.

II.—Porque esta ubicacion permite aprovechar las minas de carbon fósil i las caidas de agua cuando se perfeccionen los métodos metalúrgicos que nos permitan hacer coke con nuestro carbon, que aconsejen usar el combustible sin trasformarlo en coke, o bien, los procedimientos de hornos eléctricos alimentados con enerjía hidráulica.

III.—Porque esta ubicacion fortalecerá a nuestra marina mercante, escasa de carga de retorno en la direccion norte-sur i que podrá cargar sus naves con minerales de nuestro desierto.

Partiremos de la base de una instalacion de dos hornos, con coke vegetal, susceptibles de producir 14 000 toneladas de lingote con minerales que rindan 60%.

MINERAL.—Los mejores estudios indican los siguientes precios:

Estraccion por tonelada.....	\$ 2.14 oro
Flete terrestre, promedio de 50 kilómetros.....	1.11
Embarque en puerto minero i desembarque en el puerto de la usina.....	2.00
Flete marítimo.....	4.00
Utilidades del minero.....	1.00
Suma.....	\$ 10.25 oro

La eliminacion de toda contingencia aconseja elevar este precio a \$ 11 i, como se requieren 1 750 kilogramos de mineral por tonelada de lingote, el costo resulta:

$$\$ 20 \times \text{tons. } 1.750 = \$ 19.25 \text{ oro}$$

Este costo es en Suecia de 14; el mayor precio en Chile se enjendra en el transporte marítimo. Las minas de Suecia están en la zona boscosa, coexistencia que ha permitido que en este país haya mas de 400 agricultores propietarios de hornos.

COMBUSTIBLE.—Para producir una tonelada de carbon se requiere:

14 metros cúbicos de madera a \$ 2.....	\$ 28.00 m/c.
Gastos de carbonizacion.....	5.00
Trasporte a la usina.....	2.00
Suma.....	\$ 35.00 m/c.

En moneda de oro resulta a \$ 19.44 la tonelada; admitiremos \$ 200. Como se requieren 900 kilogramos, el costo por tonelada de lingote es:

$$\$ 20 \times \text{tons. } 0.900 = \$ 18$$

El gasto en Suecia es de \$ 26. La diferencia favorable resulta del menor precio de la madera. En Suecia se cotiza a \$ 3 oro el metro cúbico por los pedidos de la esportacion i de la industria del papel.

El conjunto madera i combustible es de \$ 40 en Suecia i de \$ 39.25 en Chile, compensándose prácticamente las diferencias de costo del mineral i del combustible.

FUNDENTE.—Se usan 100 kilogramos por tonelada de lingote. El precio del calcáreo es prácticamente igual al del mineral, de modo que contamos, por tonelada de lingote:

$$\$ 11 \times \text{tons. } 0.100 = \$ 1.10$$

OBRA DE MANO.—Los jornales suecos son análogos a los nuestros, de modo que contaremos igual suma de \$ 4 oro por 1 000 kilogramos de lingote.

REPARACIONES.—Igual cosa diremos de las reparaciones, estimables en \$ 1 por tonelada.

RENOVACION DE HORNOS.—En Suecia se cuenta 8% del valor del material de hornos. Estimando cada horno de 7 000 tons. en 200 000 de 18 peniques, resulta una cuota unitaria de \$ 2.20 por tonelada.

GASTOS JENERALES.—La necesidad de técnicos especiales durante el primer tiempo, a fin de garantir el éxito de la empresa, eleva esta partida de gastos a \$ 5 oro por tonelada. Con esta misma suma se puede atender

a una producción triple, reduciendo la cuota unitaria a \$ 1.67. La diferencia de \$ 3.33 es una ventaja que no se podrá alcanzar sino cuando la industria se haya arraigado sólidamente.

El costo de la tonelada de lingote sería así:

Mineral.....	\$ 19.25
Combustible.....	20.00
Fundente.....	1.10
Salarios.....	4.00
Reparaciones.....	1.00
Renovaciones.....	2.00
Gastos Jenerales.....	5.00
Suma.....	\$ 52.65 oro de 18 d.

El costo actual de Suecia es de \$ 48, proviniendo la diferencia de los mayores gastos jenerales en el primer tiempo. Hemos visto que este exceso es de \$ 3.33, de modo que, rebajando, tendremos:

$$52.65 - 3.33 = 49.32$$

Nuestra siderurgia podrá producir al propio precio de Suecia, una vez alcanzadas las grandes fabricaciones; pero en el primer tiempo será mas cara. Nuestro competidor no es este centro europeo, sino el mercado americano, de modo que con esto tendremos que relacionar nuestro costo final.

La trasformación del lingote en hierro o acero vale £ 2 en Inglaterra, un poco ménos en Alemania, i excede ligeramente a £ 1 en Estados Unidos. Nosotros, dado el precio del carbon, tendremos un costo superior al de Inglaterra; admitiremos una media libra de mayor gasto, o sea en total £ 2.5, que equivalen a \$ 33 oro de 18 d.

El costo del hierro será así:

Una tonelada de lingote.....	\$ 52.65
Gastos de trasformacion.....	33.00
Suma.....	\$ 85.65

El desarrollo de la industria permitirá rebajar los gastos de fabricación a \$ 28 i, como en este tiempo se habrá alcanzado el lingote a \$ 49.32, el hierro o acero elaborados sólo costarán:

$$\$ 49.32 + \$ 28 = 77.32 \text{ de 18 d.}$$

Esta última situación sólo puede contemplarse para un período de 10 o mas años despues de implantada la industria. En el período de su instalación debemos partir de los siguientes costos industriales:

Tonelada de lingote.....	\$ 52.65
» de hierro o acero.....	85.65

VI

COSTO CAPITALISTA DEL HIERRO CHILENO

Las grandes instalaciones cuestan de 10 a 12 libras esterlinas por tonelada anual de producción, i los intereses que ellas producen son de 10, 12 i mas por ciento, en dividendos distribuidos. En este capital puede atribuirse un 70% a las obras fundamentales para producir lingote i el saldo al hierro o acero elaborados.

Sobre la base de un dividendo medio de 12% i una cuota de £ 12 por tonelada, factores que corresponderán a Chile, la utilidad distribuible debería ser 19.20 por tonelada i, si admitimos que las ganancias brutas consulten siquiera la cuarta parte para fondos de reserva, estas deberán ser de 25.60 por tonelada de hierro. Esta ganancia bruta es inferior a la de 10 dólares que obtienen las fábricas americanas.

Si nuestra siderurgia produjera sólo lingote, lo que no es práctico, las ganancias distribuibles serian sólo el 70% de lo indicado, o sea:

$$19.20 \times 0.70 = 13.44$$

En estas condiciones, las ganancias brutas, con reserva de un 5%, deberían llegar a \$ 17.92 por tonelada de lingote.

Tales son los factores que debemos agregar al costo industrial. Si hemos contado ganancias netas de 12%, es porque este tanto por ciento es el que obtienen las empresas similares i, ademas, porque una remuneración inferior no tentaría a nuestros capitalistas para acometer una nueva empresa.

VII

COSTO TOTAL DEL HIERRO O ACERO CHILENOS EN NUESTROS MERCADOS

La suma de los factores anteriores nos da el costo en fábrica; a ellos debemos agregar los gastos de transporte a los puertos consumidores del

centro o del norte de la República. Hemos considerado los artículos americanos a bordo en estos puertos, agregando la tarifa aduanera; en igual condición debemos poner los productos de la industria siderúrgica del sur, sin contar por cierto los derechos aduaneros.

Creemos que una tasa de \$ 5 oro, por fletes i gastos comerciales de navegacion es reducida; a esto agregaremos \$ 1 para el embarque en la usina, formando el total de \$ 6. En estas condiciones tendremos:

COSTO DEL LINGOTE:

Costo industrial.....	\$ 52.65
» capitalista.....	17.92
Trasporte i gastos comerciales.....	6.00
Suma.....	\$ 76.57

COSTO DEL HIERRO ELABORADO:

Costo industrial.....	\$ 85.65
» capitalista.....	25.60
Trasportes i gastos comerciales.....	6.00
Suma.....	\$ 116.52

Tales son los gastos en el período inicial. Si contamos el período de desarrollo, en el cual no sea preciso formar reservas, tendremos:

COSTO DEL LINGOTE:

Costo industrial.....	\$ 49.32
» capitalista.....	13.44
Trasporte i gastos.....	6.00
Suma.....	\$ 68.72

COSTO DEL HIERRO ELABORADO:

Costo industrial.....	\$ 77.32
» capitalista.....	19.20
Trasporte i gastos.....	6.00
Suma.....	\$ 102.52

Si en este segundo período de instalacion a firme i de prosperidad las remuneraciones capitalistas fueran de 9% i de 10%, los costos bajarían a:

Dividendos de 9%: Lingote a \$ 65.48.—Hierro o acero a \$ 97.72.

Dividendos de 10%: Lingote a 66.52.—Hierro o acero \$ 99.3.

Estos últimos datos demuestran que una vez formada la industria, puede desarrollarse prósperamente con utilidades de 9 a 10% anuales i, talvez superiores, ya que bajarían los gastos jenerales.

El período delicado es el de desarrollo.

VIII

NECESIDAD DE LA PROTECCION INICIAL

Hemos visto en el párrafo cuarto que el costo del lingote no puede, en el período inicial, exceder en Chile de 51.39 i el del hierro o acero de \$ 86.39, a fin de competir favorablemente con el mercado extranjero. Ahora bien: estos costos i sus diferencias son:

LINGOTE:

$$\$ 76.57 - 51.39 = \$ 25.18$$

HIERRO O ACERO:

$$\$ 116.65 - 86.39 = \$ 30.26$$

En igualdad de precios con el mercado extranjero, las diferencias serían:

LINGOTE:

$$\$ 75.57 - 62.50 = \$ 14.07$$

HIERRO O ACERO:

$$\$ 116.65 - 97.50 = \$ 19.15$$

Las primeras diferencias de 25.18 i de \$ 30.26, serían las que hubiera de garantir, sin tomar otras medidas de proteccion, que una prima o modificacion de la tarifa aduanera. En cambio, bastarían las segundas si se adop-

ta un sistema que asegure el consumo del producto nacional. Si en vez de 12% de remuneración para los capitales, contamos sólo 10%, los costos iniciales bajarían en \$ 3 para el lingote i en \$ 4.27 para el hierro o acero, rebajándose las diferencias a \$ 11.07 i \$ 14.88. Creemos que éstas son las cifras que hai que contemplar, redondeándolas a \$ 10 i \$ 15 respectivamente, siempre que se tomen medidas para asegurar el consumo nacional.

En estas condiciones, el período inicial de la industria sería:

PARA EL LINGOTE:

Costo industrial.....	\$ 52.65
Ménos la prima.....	10.00
Diferencia.....	\$ 42.65
Mas los gastos de transporte i otros.....	6.00
Total.....	\$ 48.65
Ganancia.....	13.85
Suma igual al precio.....	\$ 62.50

Si las instalaciones valen \$ 112 por tonelada, es decir, si esta suma es el capital unitario de la empresa, se podrá distribuir un dividendo de 8% i reservar \$ 4.89 por tonelada.

PARA EL HIERRO O ACERO:

Costo industrial.....	\$ 86.39
Ménos la prima.....	15.00
Diferencia.....	\$ 71.39
Mas los gastos de transporte i otros.....	6.00
Total.....	\$ 77.39
Ganancia.....	20.11
Suma igual al precio.....	\$ 97.50

Sobre un capital de \$ 160 se podría distribuir 9% i reservar \$ 5.71. Esta prima diferencial estimula la transformación del lingote en hierro o acero i asegura la vida a la fábrica dentro de las posibilidades de capitalistas chilenos.

Una vez asegurada la industria, llevando la produccion de 14 mil a 40 mil toneladas, como ántes hemos dicho, los costos bajarían a:

PARA EL LINGOTE:

Costo industrial.....	\$ 49.32
Trasporte i gastos.....	6.00
Suma.....	\$ 55.32
Ganancias.....	7.18
Precio de venta.....	\$ 62.50

Las ganancias representan un 6.5% sobre el capital de la empresa.

PARA EL HIERRO O ACERO:

Costo industrial.....	\$ 77.32
Trasporte i gastos.....	6.00
Suma.....	\$ 83.32
Ganancias.....	14.18
Precio de venta.....	\$ 97.50

Las ganancias representan un 9% sobre el capital de \$ 160.

Ahora bien, es preciso tomar en cuenta que el precio de \$ 97.50 es un promedio i que, fabricando en un principio barras i planchas, se tendría una mayor utilidad. En cuanto al pobre rendimiento del lingote no puede ser tomado en cuenta, ya que su fabricacion es un simple intermediario.

Esto demuestra: PRIMERO:—Que la industria sólo requiere proteccion en su período de prueba. SEGUNDO.—Que despues tendrá vida próspera. Falta por determinar la forma precisa de la proteccion.

IX

FORMA I TIEMPO DE LA PROTECCION

El márgen adicional de \$ 10 i 15 por tonelada de lingote o de hierro elaborado respectivamente, puede asegurarse en diversas formas, a saber:

- 1.—Un derecho aduanero.
- 2.— Una garantía de interes.

3.—Una prima sobre la fabricacion.

Condenamos el derecho aduanero adicional, por cuanto él vendria a gravar a todos los consumidores en forma extraordinaria. La internacion de 8 000 toneladas de lingote i de 172 000 de hierro o acero representaria un recargo de \$ 3 660 000 oro sobre todas las industrias del pais.

La garantía de interes no es fácil de precisar, por cuanto los gastos de las primeras usinas pueden ser mui grandes; esto tiene para el industrial el peligro de recibir una garantía insuficiente. En cambio, si una combinacion de minas i de capitales obtuviera una situacion ventajosa, la garantía de interes podria ser excesiva.

La forma mas correcta parece ser la de la prima sobre la fabricacion acordada sobre las bases que resultan del costo global que hemos analizado.

Esta prima sólo se pagaria a partir de una produccion mínima, de 5 000 toneladas de lingote, por ejemplo, i dejaria de pagarse sobre una produccion máxima. Lo primero estimula la industria i lo segundo evita la especulacion sobre la prima.

Hemos visto que, a partir de una produccion de 40 000 tons., la industria puede marchar sin proteccion i que ésta le es indispensable para una elaboracion inicial de 14 000 tons. Con estos datos, cabe preguntarse: ¿En qué momento debe cesar la prima? Si admitimos una reduccion proporcional de ella, es evidente que las 14 000 tons. producidas en exceso despues de las primeras, sólo han de necesitar la mitad de la prima i que otras 14 000 tons., que forman ya la produccion de 40 000, no han de necesitar proteccion alguna.

El máximo de la prima se determina así:

Primer caso.—PRODUCCION DE LINGOTE:

Sobre 14 000 tons. a \$ 10.....	\$ 140 000
» 14 000 » » 5.....	70 000
Suma.....	\$ 210 000

Segundo caso.—PRODUCCION DE HIERRO O ACERO:

Sobre 14 000 tons. a \$ 15.....	\$ 210 000
» 14 000 » » 7.50.....	105 000
Suma.....	\$ 315 000

Lo mas probable es que una usina como ésta sólo venda como lingote unas 5 000 tons., que necesita el mercado, i el resto en hierro elaborado, resultando el caso real que sigue:

PRIMER PERÍODO:

Sobre 5 000 tons. de lingote.....	\$ 50 000
» 9 000 » » hierro.....	135 000
Suma.....	\$ 185 000

SEGUNDO PERÍODO:

Las primas anteriores i ademas.....	\$ 185 000
Sobre 14 000 tons. de hierro o acero a \$ 7.50.....	105 000
Prima máxima.....	\$ 290 000

Creemos, en conclusion, que el máximo de la prima debe fijarse en \$ 300 000 oro de 18 d. por año, pagándose sobre las cantidades realmente producidas, desde una suma mínima de 5 000 tons. de lingote, i a razon de \$ 10 o \$ 15 por cada 1 000 kilogramos de lingote o de hierro.

¿Cuál debe ser la duracion de esta proteccion? Si el negocio siderúrgico estuviera bien conocido, es evidente que desde el primer momento podria instalarse una usina para 40 000 toneladas que podria marchar sin primas. Ahora bien, esta usina no se montará por las siguientes razones:

1.º Desconocimiento de los factores precisos de orden técnico.
2.º Elevacion de las inversiones hasta £ 500 000, suma excesiva para la industria en ensayo.

3.º Falta de consumo inicial para la produccion de 40 000 toneladas.

Creemos que una usina de 14 000 tons., montadas por secciones de 7 000 tons. podrá realizarse en unos tres años i que sólo una experimentacion de otro año decidirá su ensanche. Tenemos así 4 años para el período de prueba. Si admitimos un incremento de una seccion de 7 000 tons. por año, se necesitarian otros cuatro años para llegar a la produccion de 42 000 tons. El tiempo mínimo de la prima debe ser así de 8 años; pero creemos que, para asegurar la industria, debe estenderse a 10 años.

El proyecto de prima tendria así las siguientes condiciones jenerales:

1.^a Una prima de \$ 10 oro por tonelada de lingote i de \$ 15 por tonelada de hierro o acero elaborados.

2.^a Estas primas se pagarian por las cantidades realmente elaboradas i no serán debidas por el Estado si no se verifica una produccion mínima semestral de 2 500 toneladas de lingote.

3.^a La prima no podrá exceder, en ningun caso, de \$ 300 000 anuales.

4.^a La duracion de la prima seria de 10 años, a contar desde el primer pago verificado. Las cuotas de un año sobre el máximo de \$ 300 000 no acrecen, en la parte en que no fueren cobrables, a los años siguientes.

5.^a La concesion se daría con un plazo de tres años para iniciar las instalaciones i de dos años adicionales para iniciar la producción mínima de 2 500 tons. semestrales. Estos plazos son condición *sine-qua-non* del contrato.

6.^a El contratista, a igualdad de precios i calidades, sería preferible para el suministro de los materiales que soliciten los establecimientos industriales del Fisco.

El Fisco percibe mas de \$ 6 000 000 oro por derechos de hierro o acero industrial, de modo que la prima de \$ 300 000 importaría sólo el sacrificio de 5% de esta renta durante 10 años, a fin de formar la industria siderúrgica nacional.

Dentro de las condiciones propuestas, que no son de sacrificio fiscal, i asegurado el comercio del producto nacional, en conformidad a la base 6.^a, la siderurgia nacional se desarrollará con firmeza, siempre que caiga en manos de hombres competentes i atinados que reúnan los elementos necesarios para formar una empresa seria i no meramente especulativa.

Lo que ántes hemos hecho en esta materia ha sido excesivo i ha tentado las especulaciones i no el trabajo.

La lei 1,768 garantizó a los Altos Hornos de Corral las siguientes utilidades:

\$ 150 000	sobre	7 500 tons.	o sea	\$ 20.00	oro	por	ton.
300 000	»	15 000	»	»	»	»	»
250 000	»	250 000	»	»	»	»	»
300 000	»	35 000	»	»	»	»	»
350 000	»	45 000	»	»	»	»	»

Esta garantía duraba 20 años i el estado sólo se reembolsaba de ella cuando las ganancias excedieren de 6% sobre el capital, o sea de:

\$ 24.00	por	tonelada	para	una	fabricacion	de	7 000
16.00	»	»	»	»	»	»	15 000
12.00	»	»	»	»	»	»	25 000
10.30	»	»	»	»	»	»	35 000
9.33	»	»	»	»	»	»	45 000

Hemos visto que el costo industrial del lingote es de \$ 49.32 i sus gasto de transporte de \$ 6 000, o sea un total de \$ 55.32; en estas condiciones, la ganancia mínima de los Altos Hornos de Corral debió ser:

$$\text{\$ } 55.32 + 9.33 = \text{\$ } 64.65$$

Como el lingote se vende aquí a \$ 62.50, no habría obtenido jamás esas

ganancias i, por consiguiente, el Fisco no se habria reembolsado jamas de sus pagos.

Ademas la empresa recibia un regalo de 80 000 hectáreas de terrenos, cuyo valor mínimo era de \$ 800 000 oro de 18 peniques como mínimo. La empresa hacia un excelente negocio porque habia diferencia entre los capitales reales i los garantidos. Sobre la base de \$ 160 oro por tonelada, tendríamos la siguiente escala:

Produccion	Inversion	Garantía	Exceso	% real
7 500	\$ 1 200 000	\$ 3 000 000	\$ 1 800 000	15,00%
15 000	2 400 000	4 000 000	1 600 000	10,00%
25 000	4 000 000	5 000 000	1 000 000	7,50%
35 000	5 600 000	6 000 000	600 000	6,43%
45 000	7 200 000	7 000 000	200 000	5,83%

Tales eran las remuneraciones buscadas por la empresa; pero debemos advertir que los capitales reales se refieren a la produccion de hierro o acero, de modo que la produccion de lingote, que era lo garantido, sólo afectaba al 70% de esta suma, segun las proporciones que ántes determinamos. En el caso de mayor produccion, con la industria ya establecida i asegurada, lo que dicha empresa perseguia era, en realidad, un interes de:

$$5.83 : 0.70 = 8.33\%$$

En el período inicial, en el de experimentacion que hemos llamado, lo buscado era:

$$10 : 0.70 = 14.29\%$$

Estas enormes remuneraciones para el capital francés estimularon la direccion fantástica de los Altos Hornos de Corral hasta el fracaso que se ha querido remediar con la lei 2,759.

Esta atribuye un capital de \$ 11 000 000 para una fábrica que produzca 6 000 toneladas de lingote i 15 000 de hierro o acero. La produccion de 21 000 tons. corresponde así a un capital unitario de \$ 523.81. Es sencillamente una enormidad.

La garantía de 5% importa \$ 550 000 anuales, o sea \$ 26.21 por tonelada, en cifras redondas; i sólo despues de estas ganancias se volverá las garantías al Fisco. Cabe preguntarse: ¿A cómo deberá producir la sociedad de Corral para ganar \$ 34 por tonelada? Agreguemos a esta utilidad los \$ 6 de gastos de transporte del lingote i formamos el total de \$ 40; como el precio de venta es de 62.50, queda para la fabricacion un remanente de \$ 23.50 de \$ 18 peniques o sea, en oro americano, 8.10. Este costo no ha

sido alcanzado sino en las usinas que tienen el carbon a seis chelines. Esto basta para demostrar que jamas la empresa de Valdivia habria alcanzado esas utilidades i que el desembolso fiscal tenia el carácter de definitivo.

Ademas la empresa tenia \$ 400 000 oro para pérdidas i un regalo de 50 000 hectáreas. ¡No vale la pena de comentar esta lei desastrosa!

El fracaso de Corral se debe a su excesiva proteccion, jenerosidad provocadora de desórden i del dispendio verdaderamente loco. Este fracaso hará difícil la colocacion de una nueva empresa, la cual sólo podrá surgir si tiene un promotor bien elegido, que inspire confianza i que pueda ofrecer la garantía que el Fisco debe acordarle, en la forma seria i razonable que hemos indicado. Creemos que huelga decir que esta empresa debe tener el carácter netamente nacional, tanto en sus capitales como en sus materias primas. Obligacion espresa debe ser, ademas, su instalacion en el sur, a fin de valorizar una estensa zona de la República que espera un gran porvenir de un primer esfuerzo inicial.

Santiago, Noviembre de 1916.

FRANCISCO RIVAS VICUÑA,
Ingeniero.



Concesiones petrolíferas en Bolivia

Publicamos a continuacion el testo de la lei promulgada por el Gobierno de Bolivia, referente a las adjudicaciones de petróleo, nafta, etc., dictada por la actual legislatura.

ISMAEL MONTES

Presidente de la República de Bolivia

Por cuanto el Congreso Nacional ha sancionado la siguiente lei:

EL CONGRESO NACIONAL

Décreta:

Artículo 1.º Se concede a los adjudicatarios de pertenencias de petróleo, nafta, carbon de piedra, azufre i lignita, por el término de tres años,

a partir del 1.º de Enero de 1917, la reduccion de la patente fiscal a dos centavos por hectárea i por año; debiendo en los dos años siguientes pagar la patente de diez centavos por cada hectárea, sujetándose a las disposiciones vijentes del ramo.

Esta patente se pagará por semestres, quedando desahuciadas de pleno derecho las concesiones que no abonaran la mitad de patente establecida por esta lei, ántes de 30 de Junio i 31 de Diciembre de cada año.

Art. 2.º El Estado se reserva la participacion del 10 por ciento del producto bruto en todas las explotaciones de petróleo.

Art. 3.º Desde la fecha de la promulgacion de la presente lei queda prohibida toda nueva adjudicacion de yacimientos petrolíferos, quedando éstos de propiedad esclusiva del Estado. Las concesiones que cayesen en caducidad o desahucio pasarán igualmente a dominio de éste, sin poder ser nuevamente materia de adjudicacion.

Art. 4.º Serán tambien de propiedad del Estado los aceites minerales que se encuentren en explotacion de concesiones mineras, quedando la propiedad de dichos aceites esceptuada de la que la lei de minería acuerda a los concesionarios sobre todas las sustancias que se hallen en el subsuelo de sus pertenencias.

Art. 5.º Destínase el producto de estas patentes a la prolongacion del ferrocarril de Sucre a Santa Cruz, por Lagunillas.

Comuníquese al Poder Ejecutivo, para los fines constitucionales.

Sala de sesiones del Congreso Nacional.

La Paz, Diciembre 4 de 1916.

Benedicto Goitia, Plácido Sánchez, Ad. Trigo Achá, Senador secretario, J. Enrique Calvo, Diputado secretario, W. González Duarte, Diputado secretario.

Por tanto, la promulgo para que se tenga i cumpla como lei de la República.

Palacio de Gobierno en la ciudad de La Paz, a los doce dias del mes de Diciembre de 1916 años.

ISMAEL MONTES.—A. *Iturricha*, Ministro de Justicia e Industria.—Es conforme: Roberto Zapata, Oficial mayor de Justicia e Industria».



Nuevas explotaciones de hierro en España

A medida que se han ido agotando los yacimientos del norte de la Península, vecinos de la costa, ha sido necesario abrir otras rejiones a la esportacion de minerales. El distrito de Sierra Menera, en el deslinde de la provincia de Teruel i Guadalajara nuevamente abierto a la explotacion con un largo ferrocarril de 210 Kms. i un puerto en Sagunto, es un ejemplo de este interes de la metalurgia europea.

Segun los datos apuntados en el Boletin de Ingenieros americanos del mes de Febrero de 1916 por Víctor de Yassi, la propiedad minera consta de 25 minas con 1,677 hectáreas a unos de 4,000 piés de altura. El tonelaje contenido se avalúa en 100 millones i el análisis de los diferentes tipos de minerales es:

	Menera	Sagunto Rubio	Briquetas	Nódulos
	%	%	%	%
Hierro.....	54.300	53.500	62	62
Manganeso.....	1.760	0.860	2.040	2.040
Fósforo.....	0.025	0.105	0.030	0.030
Azufre.....	0.013	0.014	0.015	0.015
Libra.....	5.160	9.840	6.010	6.010

El mineral Sagunto Rubio se carga directamente en los vapores sin ningun tratamiento; el resto se harnea. La parte mas gruesa da la clase «menera harneada», los llampos se trasforman en briquetas i aglomerados o nódulos, su tamaño es inferior a 2 m/m.

El ferrocarril ha sido una obra difícil. Es de un metro de trocha i sale al puerto de Sagunto atravesando las provincias de Teruel, Castilla i Valencia. Tiene un viaducto de 48 ms. de altura

El puerto de Sagunto está en el golfo de Valencia entre Valencia i Castilla a 12 millas de la primera i 25 del último .

Tiene un rompe olas de 750 ms. de largo perpendicular a la playa i un cabezo de 250 ms. normal al rompe olas principal. Dos vapores de 350 piés de largo i 30 piés de calado pueden cargar simultáneamente. Cuando el trabajo queda completo este número podrá aumentar.

La planta de carga i descarga tiene una capacidad de 600 toneladas por hora. Las canchas pueden contener 100,000 toneladas.

Las instalaciones para fabricar aglomerados tienen una capacidad de 1,105 toneladas de briqueta al día.

A fin de dar un detalle minucioso de esta nueva empresa, copiaremos

íntegro la memoria para el año de 1912 reproducida en la Revista Minera de Madrid del 8 de Mayo de 1913.

La Junta jeneral de esta gran empresa dirigida por los señores Soto i Aznar, se ha celebrado en Bilbao el día 29 último, dando cuenta los directores de su jestion en el ejercicio de 1912.

Ferrocarril.—Se han trasportado por él durante el año (ademas de los materiales, combustibles, etc., necesarios para los servicios) 934,444 toneladas de mineral, 145,951 mas que en 1911.

El costo del transporte ha tenido un pequeño aumento de 0.22 pesetas en tonelada, que procede de la subida del precio del carbon i de la escasez de agua.

Recibido el completo del pedido de vagones contratado con los *Talleres de Miravalles*, serán entregadas dos locomotoras de tipo medio encargadas a la *North British Locomotive Co., Ltd.* Entónces el ferrocarril contará con 4 locomotoras «Mallet» de 115 toneladas en servicio, 16 de 100, 6 de 39 para maniobras, 6 pequeñas para servicio de las minas i puerto, 600 vagones tolvas de acero de 20 toneladas de cabida, 36 plataformas de madera de 12 toneladas, 2 furgones i 2 coches, i podrá trasportar fácilmente 1.250,000 toneladas anuales, cifra a la que no se llegará ántes de dos o tres años.

En el Inventario figura el ferrocarril en 31 de Diciembre por 28.423,352.95 pesetas, o sean 587,929.29 mas que en el balance precedente.

Puerto.—Se continuó durante el ejercicio la construccion del rompeolas de abrigo, habiéndose arrojado 26,300 metros cúbicos de piedra, que constituyen 62 i medio metros lineales de escollera.

Su fondeadero ha sido conservado dentro del calado de 30 piés ingleses.

Se esportaron 862,591 toneladas de mineral i se importaron 74,655 de carbon i otros materiales. En el costo del embarque se obtuvo una economía de 0.05 pesetas con respecto al anterior ejercicio.

El puerto ha costado hasta el 31 de Diciembre 3.719,091.63 pesetas, correspondiendo por apuntes del año 111,531.31 pesetas, todas ellas invertidas en el rompeolas.

Minas.—Se explotaron en el ejercicio 216,280 toneladas de minerales cribados, 63,005 de minerales sin cribar, 274,391 de la clase llamada Sagunto, 77,646 de tierras para el lavadero, 91,296 de residuos de criba para embarque i 235,343 de la misma clase destinados a *briqueteo* i nodulizacion; total 957,961 toneladas o sean 98,470 mas que en 1911.

Ademas se desmontaron 814,909 metros cúbicos de estéril.

Las minas se hallan preparadas para producir con holgura todo lo que el mercado permita colocar a precios remuneradores.

El programa de produccion para 1913 es el siguiente:

Minerales cribados.....	260,000 toneladas	
Id. Sagunto.....	320,000	—
Id. Lavado.....	45,000	—
Id. Residuos de criba.....	120,000	—
Id. sin cribar.....	80,000	—
Id. Residuos de lavado (Miñon).....	10,000	—
Briquetas.....	190,000	—
Nódulos.....	25,000	—
Total.....	1.050,000 toneladas	

Esportacion.—Se arrancaron, como se ha dicho, 957,961 toneladas, se transportaron por el ferrocarril 934,444 i se embarcaron 862,591.

El costo total del mineral puesto a bordo tuvo un aumento de 0,23 pesetas en tonelada, debido, casi esclusivamente, al encarecimiento del transporte por las causas apuntadas.

Lavado, briqueteo i nodulacion.—La produccion de los talleres del lavado fué de 39 899 toneladas de mineral número 1 i 12 605 de *miñon*, bastante menor que la de 1911, por haber creído conveniente suprimir el trabajo de noche.

La planta de *briqueteo* de *Ojos Negros* produjo 47 574 toneladas i la de *Sagunto* 102 954, en junto 150 528, o sean 51 193 toneladas mas que en el año precedente.

Los directores están satisfechos del cambio de sistema de calefaccion de los hornos, cambio ya operado por completo, pues ha aumentado considerablemente la produccion i obtenido mui apreciable economía en el costo, que hubiese sido mucho mayor si el carbon, que representa el renglon mas costoso de esta operacion, no hubiese experimentado una subida de 30 por 100. La instalacion de *Ojos Negros* ha tenido que luchar con la falta de agua, efecto de la pertinaz sequía que nos ha privado, unas veces por completo i otras parcialmente, de la fuerza eléctrica.

La produccion de *nódulos* ha tenido una marcha mui deficiente por escasez de carbon en polvo.

Los talleres de lavado figuran en el Inventario por pesetas 252 233,45, o sean 4 000 pesetas mas que en el ejercicio anterior, importe de un nuevo trómel. Las instalaciones de *briqueteo* por 3 794 643,51 pesetas, i la de *nódulos* por 843 321,07, correspondiendo a apuntes del año actual pesetas 212 673,91 i 35 320,06, respectivamente.

Balance.—Habidas en cuenta las adversas circunstancias en que la Compañía ha trabajado durante el ejercicio, los directores califican éste de completamente satisfactorio.

Así es en efecto. La subida extraordinaria del precio del carbon i la

anormal sequía experimentada en la región que atraviesa el ferrocarril, que han encarecido el transporte i la producción de briquetas; el alza de los fletes tan violenta, que superó a lo que los mismos navieros esperaban i no obstante la precaución adoptada de contratar una buena cantidad de tonelaje, hizo pagar, especialmente en Otoño, fletes subidos, recargando el término medio calculado para los transportes; la huelga de carboneros ingleses que perturbó i redujo la exportación, i por último, el haberse servido en el ejercicio contratos antiguos a precios bajos, son, entre otras, causas suficientes para haber mermado las utilidades considerablemente.

Sin embargo, el Balance arroja un saldo de beneficios de 2 871 212,85 pesetas, o sean 218 977,70 mas que en 1911.

Deducidas 1 085 825,37 pesetas por intereses i descuentos, quedará una utilidad líquida de 1 785 387,48 pesetas, que con 166 151,40 pesetas remanente del ejercicio anterior hacen un total disponible de 1 951 538,88 pesetas. Destinadas 1 850 000 pesetas a *Fondo de Amortización*, queda un saldo en la cuenta de *Pérdidas i Ganancias* de 101 538,88 pesetas.

Tomadas de la citada cuenta de *Fondo de Amortización* 800 000 pesetas para repartir el dividendo núm. 5 de $2\frac{1}{2}$ por 100 en Diciembre último, quedan disponibles 1 050 000, se destinan ahora 960 000 al pago de un dividendo núm. 6 de 3 por 100, haciendo un total repartido de $5\frac{1}{2}$ por 100.

1913.—Tiene la Compañía contratadas para entrega durante el año actual las siguientes cantidades:

Minerales cribados.....	187 506 toneladas
Sagunto.....	303 561 —
Lavado.....	42 628 —
Miñon.....	20 735 —
Residuos de criba.....	127 405 —
Mineral sin cribar.....	47 340 —
Briquetas.....	172 849 —
Nódulos.....	32 275 —
Total.....	934 299 toneladas

Pero como aspira a exportar 1 000 000 de toneladas, será preciso colocar todavía unas 150 000 toneladas de cribados, Sagunto, Briquetas i Menara sin cribar, guardando una prudente reserva para los acostumbrados retrasos.

Para plazo largo cuenta con los siguientes contratos:

Entrega de 1913 a 1915.—Cribado.....	220 000 toneladas
— 1913 a 1920.— —	240 /400 000 —
— 1913 a 1917.—Sagunto.....	475 000 —
— 1913 a 1915.— —	180 000 —
— 1913 a 1914.—Briquetas.....	75 000 —
— 1913 a 1915.— —	130 000 —
— 1913 a 1920.—Residuos de criba...	800 000 —
Total.....	2 120 /2 280 000 toneladas

Si bien es de temer que el carbon se mantenga caro durante todo el ejercicio, con la produccion proyectada, fletes seguramente mas bajos que el pasado año, mejores precios en los nuevos contratos i mayor regularidad en los talleres de aglomeracion, no parece demasiado optimista augurar una mejora. Esto es lo que respecta al año actual especialmente.

En cuanto al porvenir en jeneral, pasado ya el período de instalacion, no habiendo por consiguiente necesidad de repetir los considerables desembolsos que se han venido efectuando por este concepto i abierto estenso mercado a los productos, la Compañía habrá de dedicarse de preferencia, con toda calma i sin las naturales impaciencias experimentadas, a afianzar la clientela ganada i mejorar los precios de los minerales, que fué preciso sacrificar en las primeras ventas, dejando el aumento en la esportacion para cuando las circunstancias permitan realizarlo en buenas condiciones.

Así proseguirán, agregan los directores, sobre sólida base el desarrollo de la potente empresa i serán remunerados los sacrificios de los accionistas, al propio tiempo que reducirán las cargas, tarea que debiera comenzarse al cerrar el balance del ejercicio en curso.

Resúmen del inventario del capital activo i pasivo formado en 31 de Diciembre de 1912

ACTIVO

Pesetas

Minas de Sierra Menera: Valor de la transferencia de arriendo de las minas.....	9 500 000,00
Costo de las minas <i>Zoila</i> i <i>Carlota</i>	150 259,56
Costo de la mina <i>La Casual</i>	5 422,52
Costo de apertura de canteras i asiento de via en las minas, etc.....	2 398 908,22
Cánones de superficie. Importe a que ascienden los mismos.....	8 183,60

Derechos de la escritura de arrendamiento.

Importe a que ascienden los mismos.....	214 146,50	
Instalacion del cribado. Costo de la misma...	286 983,06	12 563 903,46

Instalaciones de preparacion mecánica. Costo de las mismas hasta la fecha, como sigue:

Planta de briqueteo en Sagunto. 2 347 339,80		
Idem id. en Ojos Negros..... 1 447 303,71		
	3 794 643,51	
Plantas de nodulizacion.....	843 321,07	
Lavaderos de mineral.....	252 233,45	
		4 890 198,03

Ferrocarril: Costo del mismo, como sigue:

Estudios.....	134 342,67	
Escritura de concesion.....	98 285,22	
Efectos de escritorio i de campo.....	33 014,16	
Replanteo.....	162 301,3	
Espropiacion.....	1 710 503,03	
Escavaciones.....	6 229 678,78	
Obras de fábrica.....	3 568 826,28	
Túneles.....	1 256 635,82	
Puentes metálicos.....	107 097,26	
Superestructura.....	6 828 260,11	
Material móvil.....	5 608 396,91	
Direccion i estudios (construccion).....	712 198,47	
Tomas de agua.....	232 301,45	
Telegrafía.....	206 559,74	
Inspeccion facultativa del Gobierno.....	36 306,24	
Apartadero de Caudé.....	45 874,16	
Idem de Albalat.....	23 350,73	
Conservacion (a cargo de la construccion).....	148 079,49	
Direccion i administracion.....	510 883,83	
Gastos de oficina.....	60 442,50	
Diversos.....	327 086,26	
Edificios.....	391 888,52	
		28 420 35 ,95

Gastos de constitucion: Importe a que ascienden los mismos.....

103 504,05

Cánones de arriendo (reintegrables): Saldo deudor de esta cuenta.....

1 244 263,97

Gastos de las emisiones de obligaciones: Saldo deudor de esta cuenta.....

261 892,34

Cargamento por cobrar: Saldo deudor de esta cuenta.....

343 586,81

Sucursal del Banco de España en Teruel: Saldo deudor de esta cuenta.....	1 000,00
Vapores en <i>Time Charter</i> : Saldo deudor de esta cuenta.....	89 436,54
Valores en cartera: Valor de 500 acciones de 10 pesetas de la Cooperativa de Ojos Negros.....	5 000,00
Dividendos activos: Dividendo núm. 5 repartido a cuenta de beneficios contra cupon núm. 5.....	788 287,50
A deducir: Por 205 cupones núms. 1, 2, 3 i 4 sin cobrar en esta fecha.....	2 572,50
	785 715,00
Puerto: Costo del mismo hasta la fecha.....	3 719 091,63
Edificios: Costo de los construidos hasta la fecha, como sigue:	
En las minas.....	492 824,42
En Sagunto.....	301 168,27
	793 992,68
Depósito de mineral: Costo de los mismos, como sigue:	
En las minas.....	37 526,54
En Sagunto.....	145 639,11
	183 185,65
Teléfonos: Costo de los mismos, como sigue:	
En las minas.....	12 000,00
En Sagunto.....	8 000,00
	20 000,00
Caballerías: Costo de las mismas.....	23 679,1
Saltos de agua: Costo de los mismos.....	126 496,35
Tren de limpieza i servicio del puerto: Costo de la draga, remolcador, gánguiles, etc.....	214 619,28
Central eléctrica de Sagunto: Costo de la misma.....	443 936,81
Dragado i conservacion del puerto: Saldo deudor de esta cuenta.....	247 685,00
Almacen: Valor de las existencias.....	703 181,88
Caja: Existencia en metálico.....	1 262,31
Cuentas corrientes: Saldo de varias cuentas deudoras.....	837 612,88
Minerales: Importe de 153 254 475 kilogramos de mineral en los depósitos de Ojos Negros i 19 886 447 kilogramos en los de Sagunto.....	517 121,40
Importe a que asciende el activo.....	56 543 718,14

PASIVO

Capital: Emision de 64 000 acciones núms. 1/64 000 a pesetas 500 cada una.....	32 000 000,00
Obligaciones: Emision de 10 000 obligaciones núms. 1/10 000 de pesetas 500 cada una (1. ^a hipoteca).....	5 000 000
Emision de 10 000 obligaciones núms. 1/10 000 de pesetas 500 cada una (2. ^a hipoteca).....	5 000 000
	<u>10 000 000,00</u>
Banco de Bilbao, cuenta de crédito: Saldo acreedor de esta cuenta.....	1 120 000,00
Obligacionistas por intereses: Intereses correspondientes al 2. ^o semestre de 1912, cupon núm. 13 (1. ^a hipoteca)....	125 000
Ménos: Impuesto del timbre de 1 por 1 000 correspondiente al 2. ^o semestre del año sobre 5 000 000 pesetas	2 500
Por igual concepto del 3,30 por 100 de utilidades s/ 125 000.....	4 125
	<u>6 625</u>
	<u>118 375</u>
Intereses correspondientes al 2. ^o semestre de 1912, cupon núm. 9 (2. ^a hipoteca)	125 000
Ménos: Impuesto del timbre de 1 por 1 000 correspondiente al 2. ^o semestre del año sobre 5 000 000 pesetas	2 500
Por igual concepto de 3,30 por 100 de utilidades s/ 125 000.....	4 125
	<u>6 625</u>
	<u>118 375</u>
	<u>236 750,00</u>
Préstamo con garantía especial para la instalacion del briqueteo en Sagunto: Saldo acreedor de esta cuenta.....	1 175 000,00
Efectos a pagar: Saldo acreedor de esta cuenta.....	435 291,46
Prestamistas por intereses: Saldo acreedor de esta cuenta...	35 387,25
Adelantos a cuenta de fletes: Saldo acreedor de esta cuenta.	13 159,58
Cuentas corrientes: Saldo de varias cuentas acreedoras.....	9 576 590,97
Pérdidas i ganancias: Saldo acreedor de esta cuenta.....	101 538,88
Fondo de amortizacion: Saldo acreedor de esta cuenta.....	1 850 000,00
	<u>56 543 718,14</u>
Importe a que asciende el pasivo.....	56 543 718,14

Cuenta de Pérdidas i Ganancias

Pesetas

Minerales.....	8 290 677,95	
Fletamentos.....	2 571 726,56	
Efectos a negociar.....	839 026,65	
		<u>11 701 431,16</u>

MENOS:

Explotacion:

Costo de la misma, como sigue:

Arranque.....	1 828 167,27	
Trasporte.....	2 548 472,28	
Embarque.....	497 876,78	
Briquetes i nodulizacion.....	2 542 619,38	
Lavado de mineral.....	67 072,33	
Inspeccion facultativa del Gobierno.....	20 500,00	
Diversos.....	198 542,03	
Impuestos.....	282 737,39	
Direccion i administracion.....	107 501,67	
Cánon de arriendo.....	735 301,18	
Cánones de superficie.....	1 428,00	
		<u>8 830 218,31</u>

Beneficio en la explotacion.....	2 871 212,85	
Intereses i descuentos.....	1 085 825,37	
		<u>1 785 387,48</u>

Remanente del ejercicio anterior.....	193 179,33	
Ménos: Impuesto sobre dividendo.....	27 027,93	
		<u>166 151,40</u>
Total.....		<u>1 951 538,88</u>

Destinado a fondo de amortizacion.....	1 850 000,00	
Remanente.....	101 588,88	
		<u>1 951 588,88</u>
Total.....	1 951 588,88	



Estadística siderúrgica de España. Año 1915

Con los datos que se consignan en las memorias de los ingenieros jefes de los distritos mineros, publicadas en la «Estadística Minera de España», que acaba de aparecer, hemos formado un cuadro de nuestra producción siderúrgica, por provincias i fábricas, durante el año 1915.

Los datos en cuestión no permiten completar mas que dos columnas: una de «lingote o hierro colado» i otra de «hierros i aceros manufacturados», rótulo este último en que comprendemos los hierros pudelados i aceros Bessemer i Siemens, que han experimentado las operaciones siderúrgicas propiamente dichas, que suelen ser el forjado (laminación i martillado o prensado) o el moldeo.

Para formar columnas completas de las producciones de hierro pudelado bruto i de lingotes de acero Bessemer i Siemens, no hai en las memorias de los distritos suficientes informes, y hemos de prescindir de ello aunque esos datos se hacen figurar en toda estadística siderúrgica.

Las fábricas que están en la lista son las que producen lingote de hierro, hierro pudelado i acero, o alguna de esas tres materias primeras, pero hai algunas en España que compran el acero para moldearlo o forjarlo i que no se incluyen en la «Estadística Minera».

Hai establecimientos de Vizcaya i quizá de Barcelona que afinan el lingote en hornos Siemens i en convertidores, para forjarlo o moldearlo, que faltan en la «Estadística Minera». Nosotros hemos añadido la fábrica de la *Sociedad Basconia*, por ser de mucha importancia, i la única de que tenemos datos.

Algunas de las cifras de la segunda columna son calculadas, si bien hemos procurado hacerlo con la mayor aproximación posible. Cifras exactas es imposible, porque en las relaciones de productos de las fábricas dan a veces productos intermedios (como el llanton i la palanquilla) en lista con los productos siderúrgicos concluidos que se derivan de ellos, i con artículos de transformación ulterior como la hojalata o el alambre, i es difícil discernir el caso.

Una parte de esos artículos intermedios es vendida a otras fábricas de transformación, o es esportada, pero nosotros la incluimos entre lo manufacturado, así como también comprendemos esos productos avanzados, pues el error seria mayor de no hacerlo.

PRODUCCION SIDERÚRJICA EN 1915

PROVINCIAS	FÁBRICAS	Lingotes	Fierro i acero
		— Toneladas	manufactura- dos Toneladas
Álava.....	Fábrica de Araya.....	4 988	3 589
Guipúzcoa.....	{ Fábrica de Vergara.....		5 200
	{ Fábrica de Elgoibar.....		4 405
Málaga.....	Antigua Ferrería Heredia.....		950
Navarra.....	Fábrica de Vera.....	2 607	2 507
	Fábrica de La Felguera.....	39 123	26 708
Asturias.....	{ Fábrica de Mieres.....	18 160	18 650
	{ Fábrica de Moreda.....	4 468	16 449
	{ Fábrica de Trubia.....		4 198
Santander.....	{ Fábrica de Los Corrales de		
	{ Buelna.....		8 000
	{ Fábrica de Nueva Montaña.....	53 125	
Vizcaya.....	{ Fábrica de Baracaldo.....	163 541	116 000
	{ Fábrica de Sestao.....	112 196	79 000
	{ Fábrica de San Francisco.....	38 342	35 000
	{ Fábrica de Basconia.....		34 000
	Fábrica de Sta. Ana de Bolueta.	3 300	3 000
Totales.....		439 850	357 656

Estadística Minera de España

Año 1915

Acaba de publicar el Consejo de Minería la estadística minero-metalúrgica de España correspondiente al año pasado. De esta manera se ha hecho desaparecer el retraso de un año con que venia apareciendo esa importante publicacion desde hace algun tiempo, debido a ciertas dificultades. Es mui loable que se hayan vencido, pues es indudable que una gran parte de la utilidad i del interes de las estadísticas estriba en su oportunidad, i eso ocurre mayormente en la estadística minera, ya que a las razones generales se agrega la circunstancia de incluirse en los tomos las memorias de los ingenieros jefes con mui útiles reseñas i noticias referentes a cada distrito, i que son informaciones muchas de ellas de mera actualidad.

He aquí las cifras globales de la produccion de 1915:

VALOR DE LA PRODUCCION DEL RAMO DE LABOREO (1)

Año de 1915.....	254 010 162 ptas.
Año de 1914.....	217 443 330 —
Diferencia a favor de 1915.....	36 566 832 ptas.

VALOR DE LA PRODUCCION DEL RAMO DE BENEFICIO (2)

Año de 1915.....	371 597 406 ptas.
Año de 1914.....	244 749 799 —
Diferencia a favor de 1915.....	126 847 607 ptas.

En los anteriores aumentos se refleja principalmente el crecimiento de los precios de algunos minerales i metales.

A continuacion insertamos los dos estados de conjunto referentes a la produccion minera i a la produccion metalúrgica:

(1) Valor calculado a boca-mina.

(2) Valor calculado a pié de fábrica.

RAMO DE LABOREO

SUSTANCIAS	Concesiones productivas		Número de operarios	MÁQUINAS				PRODUCCION	
	Minas	Demasías		Hidráulicas		De vapor		Toneladas	Valor a boca mina — Pesetas
				Número	Fuerza en caballos	Número	Fuerza en caballos		
Aguas subterráneas.....	35		69		3	620		38 837 850	1 914 757
Ambigionita.....	1		38					100	10 000
Amianto.....	1		3					39	7 800
Antimonio.....	4		103					300	52 500
Antracita.....	15	1	1 619		20	806		222 621	4 758 598
Arcilla.....	3		42					5 570	17 793
Asfalto.....	7		47					4 521	55 373
Azogue.....	17	2	1 334		9	325		20 717	4 098 996
Azufre.....	6	1	793		2	25		28 937	206 187
Barita (sulfato de).....	3		24	2	10			4 218	76 480
Bismuto.....	2		52		1	16		16 805	23 579
Caolín.....	3		28					4 700	22 750
Cinc.....	50		2 469	3	255	25	442	81 921 851	6 127 703
Cobre (mineral de).....	10		1 179	2	200	38	2 993	23 067 871	1 964 476
Cobre (pirita de).....	3		80	2	230	18	552	2 001 43	160 958
Cobre (pirita ferrocobrizada)	45	1	14 983	2	297	150	20 980	1 464 349 716	22 601 777
Estaño.....	4		125	3	215	2	50	102 400	140 848
Esteatita.....	3		24	2	150	2	125	963 500	8 640
Espato fluor.....	1		64		1	13	13	370	8 510
Fosforita.....	3		264		3	38	38	9 080	149 165
Grafito.....	2		4					30	90

SUSTANCIAS	Concesiones productivas		Número de operarios	MÁQUINAS						PRODUCCION	
	Minas	Demasías		Hidráulicas		De vapor		Eléctricas		Toneladas	Valor a boca mina — Pesetas
				Número	Fuerza en caballos	Número	Fuerza en caballos	Número	Fuerza en caballos		
Granate.....	2		135	1	125	58	2 895	25	3 570	1 183 015	82 811
Hierro (pirita de).....	20		3 863							730 568	8 272 892
Hierro (mineral de).....	367	32	19 325	5	325	190	5 867	119	7 497	5 617 839	35 601 403
Hulla.....	742	306	29 857	1	20	278	16 837	227	14 089	4 135 919	94 588 603
Lignito.....	54	1	2 303	1	250	12	599	4	68	328 213	3 589 637
Magnesia (carbonato de).	2		49							1 400	5 180
Manganeso (mineral de).	11		273							14 328	274 841
Ocre.....	2		28							1 500	30 000
Plata.....	2		299	4	440	9	445	9	270	210 398	109 957
Plomo (mineral de).....	8		24 433			5	170	3	43	285 265 796	66 857 402
Plomo arjentífero.....	6		223	1	200	1	6			2 934 639	213 975
Sal comun.....	39		1 496	1	200	11	270	1	20	305 035	1 740 207
Sosa (sulfato de).....	5		10			2	46			191	4 000
Tierras aluminosas.....	5		54							314	10 990
Wolfram.....	13		403	1		3	142			511 300	218 321
Wulfenita.....	1		11							26	9 646
Totales,.....	1497	344	106 206	31	2962	843	54 262	614	36 168		254 010 162

RAMO DE BENEFICIO

SUSTANCIAS	Fábricas en actividad	Número de obreros	PRODUCCION		
			CLASE DEL PRODUCTO	PESO Tonelada	Valor total al pié de fábrica Pesetas
Aglomerados de carbon...	15	575	Aglomerados de carbon...	555 357	17 248 086
Idem de hierro.....	1	700	Idem de hierro.....	132 218	2 033 451
Albayalde.....	2	97	Albayalde.....	2 132 475	1 710 780
Alquitran.....			Alquitran.....	19 413	873 585
Asfalto.....	3	42	Asfalto.....	2 671	159 200
Ácido sulfúrico.....	2	288	Ácido sulfúrico.....	50 467	2 967 700
Azogue.....	5	683	Idem arsenioso.....	83 300	33 320
			Azogue.....	1 222 157	13 289 159
Azufre.....	4	136	Azufre.....	9 670 100	1 118 453
Benzol.....			Benzol.....	1 308	594 000
Carburo de calcio.....	7	353	Carburo de calcio.....	11 653	3 070 720
Cemento natural.....	57	1 178	Cemento natural.....	300 749	4 164 525
Idem portland.....	11	1 714	Idem portland.....	275 506	12 427 456
			Cinc laminado.....	1 715	3 087 000
	2	742	Idem en galápagos.....	1 489	858 036
			Idem refinado.....	4 913	8 843 400
Cobre.....	25	3 586	Cáscara de cobre.....	12 374 125	13 286 912
			Cobre Blister.....	19 058	35 447 880
			Lingote de cobre.....	1 767	2 407 043
			Alambre de cobre.....	1 500	4 500 000
Hierros i aceros.....	15	12 858	Lingote de hierro.....	439 835	(1) 12 373 253
			Hierros i aceros.....	387 314	85 622 881
Hulla (cok).....	17	489	Cok.....	623 353	22 411 359
Minio de hierro.....	2	27	Minio de hierro.....	2 218	289 580
Idem de plomo.....			Idem de plomo.....	640	499 200
Plata.....	2	18	Plata.....	kgs. 142 003	12 451 358
Plomo.....	14	3 439	Plomo.....	ton. 171 472 700	79 760 324
Sal comun.....	157	2 085	Sal comun.....	488 305	2 993 165
Sosa cáustica.....	1	135	Sosa cáustica.....	18 270	5 292 000
			Cloruro de cal.....	4 075	407 500
			Ácido clorhídrico.....	1 140	34 200
Sosa i subproductos.....	1	182	Hipoclorito de sosa.....	171	17 100
			Pinksalt.....	20	25 000
			Clorato sódico.....	152	106 400
			Idem potásico.....	152	106 400
Sulfato de amoníaco.....			Sulfato amónico.....	7 450	2 123 050
Idem de cobre.....	1	32	Idem de cobre.....	1 126 800	1 183 140
Idem de hierro.....	1	18	Idem de hierro.....	815	28 525
Idem de sosa.....	1	39	Idem de sosa.....	80 500	3 320
Superfosfato de sosa.....	10	1 099	Superfosfatos.....	194 157	17 549 045
Totales.....	356	30 515			371 597 406

(1) Valor del lingote de hierro vendido.

Se comprende que en el anterior estado del ramo de beneficios son incompletas algunas de las cifras de produccion, pues se contraen a las cantidades que se obtienen en fábricas dependientes de sociedades o establecimientos mineros. Tales son el albayalde, el alquitran, el ácido sulfúrico, minio de hierro i de plomo i abonos. La produccion total del pais es mui superior, ya que no están comprendidas las fábricas de gas i muchas de productos químicos.



La produccion i consumo del carbon i su influencia en el desarrollo económico de las naciones

(Continuacion)

Los sistemas de transporte por la via fluvial con la canalizacion del rio Kanawha i Big Sandy permiten tener fletes mui bajos hasta el rio Ohio i Mississipi.

ILLINOIS

El estado de Illinois viene en tercer lugar, su produccion fué de 61 millones 618 000 t. Hasta 1909 ocupó el segundo. Es el estado que tiene mayor número de condados productores de carbon, pero los mas importantes están hácia el Sur. Williamson produce 7 640 000 i Franklin 6 070 000. Aunque las capas son gruesas i se prestan para la estraccion a máquina, todavía solo un 53% se efectúa de este modo.

El precio del carbon ascendió a \$ 1.14 en 1913.

Mas de 4 190 000 t. se lavan ántes de ir al consumo.

t.

La produccion llegó a.....	1 000 000 en 1864
» » »	2 624 000 » 1870
» » »	6 115 000 » 1880
» » »	15 191 000 » 1890
» » »	25 767 000 » 1900
» » »	45 900 000 » 1910

En este estado se encuentra el tranque de Keokuk que trasmite fuerza a 250 millas a la redonda i evita un consumo de carbon de 3 000 toneladas diarias.

OHIO

La producción de este estado fué de 36 200 000 t.

El trabajo de las minas tuvo su origen desde 1838. Ya en 1858 su producción fué de 1 000 000.

En 1870 llegó a.....	2 527 000 t.
» 1880 »	6 008 000
» 1890 »	11 494 000
» 1900 »	18 988 000
» 1910 »	34 528 000

El area cubierta por los terrenos carboníferos comprende 12 600 millas cuadradas, o sea un tercio del estado. Hai 16 capas diferentes, encontrándose tambien la de Pittsburg.

Este estado presenta el hecho notable de que todo el carbon es extraído mecánicamente, sólo un 4% se hace a mano. Toda la maquinaria es eléctrica, principalmente del tipo chain-breast o sierra.

La producción por hombre fué de 790 t. i por día 3.85. El precio por tonelada en la mina fué de 1.07 dólar.

Nada diremos de los estados de Kentucky e Indiana, que tienen mucha importancia sin embargo, especialmente el primero por los nuevos ferrocarriles construidos i terminados en 1912 que facilitarán la producción. Cuentan con carbones bituminosos en capas gruesas i numerosas.

ALABAMA

Este estado aunque ménos importante por su producción que el de Kentucky citado anteriormente, lo es mas desde el punto de vista de sus yacimientos de fierro considerables que están solamente esperando la inversión de mayores capitales para aumentar su producción. Con la adquisición de la Tennessee Coal, Iron & Railroad Co., efectuada en 1907 por la Steel Corporation que tiene un valor capitalizado de 44 millones, la producción de Alabama puede tomar en cualquier momento un impulso mucho mayor, y su vecindad al Golfo i a Panamá, hacen que para nosotros pueda llegar a ser un centro de intercambio de productos.

La Steel Corporation adquirió reservas de hierro por la cantidad de 400 a 700 millones de toneladas en el distrito de Birmingham, tiene planteles de acero en Emley i en Bessemer, en Alabama. Los carbones adquiridos representan de 1 600 millones a 2 000 millones de toneladas.

De esta cifra hai 217 millones de carbones para coke reconocidas i 90 a 250 probables. El coke es de calidad inferior al del Norte.

Los depósitos de carbon están en las cuencas de Warrior, Basin, Cahaba,

i Coosa, en el distrito de Birmingham. Mas adelante daremos algunos datos sobre el costo del lingote por tonelada en esta rejion.

La produccion del estado de Alabama fué de 17 678 000 t. en 1913. Sólo vino a desarrollarse ésta en 1881 a 82 cuando se entraron a trabajar los depósitos de hierro de Birmingham, i hubo un auje increíble durante algunos años, con decadencia despues:

Tenemos así en 1881.....	420 000 t.
1882.....	896 000
1883.....	1 568 000
1884.....	2 240 000
1890.....	4 090 000
1900.....	8 394 000
1910.....	16 111 462

La formacion de los Apalaches se estiende hácia el Sur, atraviesa al este de Kentucky, Tennessee i viene a morir en una rejion en que se estiende nuevamente en Alabama.

Hai unas 8 400 millas cuadradas de terrenos carboníferos con cuatro cuencas en los distritos: Warrior, la principal, Coosa, Cahaba i Plateau. Se han reconocido 4 000 millas cuadradas de terrenos con carbones.

La cuenca del Warrior pasa por varios condados el Walker, Jefferson, Tuscaloosa i Fayette. Las capas denominadas Brook-wood pratt i Mary Lee son las principales del Warrior i producen carbones para coke. Ellas dan mas de la mitad de toda la produccion del estado.

Los carbones deben ser aquí en su mayor parte lavados. 8 149 000 t. fueron lavadas, o sea una proporcion mayor que en los otros estados. 23% del carbon se estrae a máquina. La estraccion por hombre al año es de 720 i por dia 2.82.

La cantidad estraida con pólvora fué de 7 052 000, o sea 39.9% del total i la estraida a mano 6 315 000 t., o sea 35.7 %. La cantidad trasformada en coke fué de 1 916 000 t. El costo de una tonelada, en término medio de carbon, fué en 1913 de \$ 1.31.

En cuanto al precio del coke segun los libros de la Steel Corporation es alrededor de 2.43 dólar por tonelada (Bee Hive).

Este precio alto proviene del mayor ítem por mano de obra en la estraccion i lavado.

A pesar de esto, en razon del menor precio que tienen los minerales de hierro, el precio de la tonelada de lingote en el Sur es mucho menor, como se verá por el cuadro comparativo siguiente, para 1910, computando los precios de costo netos sin ganancia, ni pago de interes para las compañías intermediarias de minas i trasportes. (Report citado, páj. 417, t. III).

	Bessemer	Básico del Norte	Lingote del Sur
Toneladas producidas en total.....	6 269 534	4 543 177	585 273
Mezcla mineral.....	\$ 4.95	5.28	2.88
Coke.....	3.30	3.31	3.80
Fundente.....	0.41	0.48	0.19
Mano de obra.....	0.55	0.56	0.75
Vapor.....	0.04	0.03	0.12
Reparaciones i Conservacion.....	0.09	0.10	0.19
Materiales i gastos.....	0.38	0.36	0.59
Fondos para revestimiento.....	0.18	0.18	0.20
Gases sobrantes.....	0.19	0.21	0.15
Costo (sin incluir gastos jenerales i depreciacion.....	9.71	10.09	8.57
Precio de la mezcla mineral bruta.....	2.80	2.67	1.15
» » » » » neta.....	2.72	2.58	1.08
Rendimiento en %.....	55	49	37.4
Precio del coke por tonelada neta.....	2.97	3.86	2.47
Libras de coke por tonelada de lingote.....	2.222	2.318	3.077

El costo adicional por gastos jenerales i depreciacion seria de \$ 0.50 por t.

CAPITAL INVERTIDO EN LAS ESLOTACIONES

No tenemos a la vista los capitales invertidos de las instalaciones de las carboneras de los EE. UU. Por analogía con los que representan las instalaciones de las minas de Antracita de Pensylvania, i las de la United Steel Corporation se pueden deducir aproximadamente.

Las Compañías de antracita tienen un capital de instalacion i explotacion superior a 275 millones de dólares i como estraen unos 80 millones de toneladas representa esto 3.40 por tonelada. La United Steel Corporation tenia avaluadas sus propiedades carboníferas e instalaciones para fabricar coke en 145 millones de dólares, pero la comision especial designada para verificar sus inventarios i monto jeneral del negocio, las redujeron a 95 millones. Si todavía restamos de esta cifra el valor de las instalaciones para fabricar coke, que es unos 15 a 20 millones, nos quedan 75 millones, que representan el valor de las instalaciones i algunas minas adquiridas en propiedad i de donde se estraen anualmente 25 millones de toneladas de carbon. Así esto seria a razon de 3 dólares por tonelada. Es de advertir que se trata aquí de los mejores carbones para producir coke.

Por otra parte, fundándonos en las afirmaciones de Parker citadas, sobre la utilidad obtenida por tonelada en el estado de Pittsburgo, para las minas de carbon bituminoso, no es posible suponer que las instalaciones

pasen de 1.50 dólares por tonelada, lo que daría un interés de un poco más de 5%, i lo cual se estimaría razonable.

No se estaría distante de la realidad suponiendo, pues, para el término medio de las explotaciones, una inversión igual, que sería el mínimo compatible con la exigencia del capital en la actualidad en los EE. UU. Tendríamos de este modo para 500 millones de toneladas de carbon bituminoso, 750 millones de dólares i 275 millones para las instalaciones de antracita. En total 1 025 millones de dólares.

Esta suma no representa el valor propio de las minas que debería estimarse separadamente. La mayoría de ellas se trabajan pagando una regalía por tonelada, aun cuando existen muchas compañías que son también dueñas del suelo. Tampoco comprende este avalúo los terrenos que están sin explotar. Agregando estos valores al valor de las instalaciones se pasaría de 2 000 millones de dólares.

CONDICIONES DE TRABAJO

Los salarios han estado subiendo en los últimos años con el aumento del precio de costo de la vida. En los últimos dos años este aumento ha llegado a 17%. Según las encuestas del Bureau of Labor, el obrero con familia no puede ganar hoy en día menos de 750 dólares al año. Entre 1902 i 1912 se fué subiendo los salarios de 4 $\frac{1}{2}$ % en las minas de antracita.

En 1912 se les hizo un aumento nuevo de 10% i probablemente ahora va a necesitarse hacer otra concesión de 20%. Este aumento se calcula que vendrá a gravar a las familias que consumen esta clase de carbon en sus cocinas, en 23 millones de dólares al año.

El número de días de trabajo al año se calcula en 280 i el salario medio de los mineros que era de 600 dólares al año en 1909, cuando se efectuó el último censo, debe llegar ahora a cerca de 800 dólares. Los sueldos de 80 dólares al mes son corrientes, o sea más de 3 dólares al día. El operario paga de 3.50 a 5 dólares por arriendo de una vivienda i de un dólar a 1.20 por la comida al día, cuando está alojado en una pensión. Las casitas para familia importan de 7 a 9 dólares al mes. En las minas de carbon bituminoso el salario menor al año para todos los días trabajados del año normal llega a 789 dólares. En Abril de 1915 los mineros han obtenido un aumento de 5% de sus salarios.

Cuando se paga el salario por tonelada arrancada, la tarifa más jeneral es de 72 centavos, en las grandes compañías. Las menores suelen pagar menos de 45 a 60 centavos.

En todos los estados no existe todavía una ley de seguro obligatorio, pero casi todos la han adoptado i están adoptándola. El estado de Pennsylvania ha aprobado recientemente una ley de «Compensación» i «Seguro», que promete traer mayores beneficios i dar mayor tranquilidad a la industria.

Se destinan cinco centavos por tonelada para este seguro obrero. En las minas de antracita 65% de los obreros son europeos, esclavos, italianos i del oriente en jeneral. Como hemos dicho anteriormente, el trabajo con máquinas está sustituyendo con mucha ventaja el trabajo a mano. En las minas bituminosas es donde estos sistemas han tomado mas desarrollo i los sueldos que corresponden al personal que las maneja son mayores.

La estadística de 1913 no da sino 56 507 t. estraidas con electricidad de las 91 626 924 t. de antracita. Estas minas tienen muchos gases i los mantos no se prestan para la estraccion a máquina. Miéntras tanto en las minas de hulla de 172 965 569 t. estraidas en este estado, 24 260 320 fuerón arrancadas con circadoras de aire comprimido i 66 707 691 t. con maquinaria eléctrica.

El número de locomotoras subterráneas empleado en las minas de antracita fué de:

Vapor 607, aire comprimido 161 i electricidad 781.

En las minas de hulla:

Vapor 148, aire comprimido 168 i electricidad 1 933.

Todos estos dispositivos mecánicos aumentan la produccion en proporciones enormes. Hai minas de antracita que producen 4 500 toneladas en jornadas de 9 horas, empleando unos mil hombres entre mineros i cargadores. Se trabajan 11 mantos.

En otra mina de hulla de Pittsburgo de la Vestá Coal Co., estraen 6 000 toneladas en 8 horas, trabajando un solo manto de 6 piés, 88% de la produccion es arrancada a máquina. Esta compañía está preparando la mina para llegar a una produccion de 15 000 toneladas diarias con un trabajo de 8 horas.

Los sueldos pagados son:

Al circador 6 un cuarto centavos oro americano por tonelada circada i arrancada (2 000 lb.), al cargador de los carros 32½ centavos oro americano por tonelada, los que hacen de 8 a 10 t. al dia.

El trabajo de arranque a mano se paga a 0.45 dólares por tonelada.

Los camineros ganan por jornada de 8 horas \$ 2.84.

Los enmaderadores \$ 2.62.

Maquinistas de locomotoras \$ 3.50.

Bomberos pagados al mes 90 dólares.

El total de personal empleado en esta mina era:

750 mineros i cargadores.

Un superintendente.

Un laborero jefe.

Cinco laboreros ayudantes.

Un laborero para el trabajo de noche.

240 jornaleros, incluyendo las cuadrillas nocturnas.

(Samuel Deañ. Coal M. State of P. Transact M. E. January 1915).

En la industria del carbon bituminoso el 75% de la produccion está en manos de grandes Compañías que deben hacer frente a las asociaciones o uniones obreras en demanda de mejores condiciones de trabajo. En las minas de antracita existe un «Conciliation Board», análogo al que funciona en Bélgica i resuelve las cuestiones que se suscitan entre los obreros i las Compañías.

Se calcula que los aumentos de sueldo, i las modificaciones introducidas por la nueva lejislacion destinada a crear el Seguro obrero aumentará el costo de produccion de 25 centavos por tonelada.

La jornada de 8 horas está establecida por lei en las minas.

ESPORTACION

Las esportaciones se hacen por los puertos de Hampton Roads, de Baltimore o de Filadelfia. Nueva York no es puerto de esportacion, sino de cabotaje. Las esportaciones van dirigidas al Canadá, Antillas, Centro América i América del Sur.

Damos la de los últimos años en toneladas inglesas:

	Antracita	Bituminoso
1909.....	2 842 714	9 693 843
1910.....	3 021 627	10 784 239
1911.....	3 553 789	13 459 978
1912.....	3 688 789	14 459 978
1913.....	4 154 389	17 986 757

DATOS SOBRE EL COMERCIO DEL CARBON SEGUN LA ESTADÍSTICA DE 1913

La ciudad de Boston es una de los grandes consumidores de carbon, puesto que absorbe 7 115 993 toneladas inglesas, de las cuales 1 854 450 toneladas de antracita, la mayoría se trasporta por cabotaje con flete de 0.70 a 1 dólar por tonelada (1913).

La ciudad de Búffalo recibe para su consumo i tránsito 8 500 000 toneladas de carbon bituminoso i 8 000 000 de antracita.

El consumo es de unas 450 000 de cada clase. Para el Canadá se hacen embarques a traves de los lagos por 4 997 275, de los cuales, 1 615 176 de antracita, 2 906 682 de carbon bituminoso i 475 417 de coke (1913).

El puerto de Cleveland en el Lago, estado de Ohio, recibe 9 817 157 toneladas de 2 000 libras, los embarques fueron de 4 986 302 i el consumo local de 4 830 855 toneladas. El consumo de coke sólo fué de unas 900 000 toneladas.

Al puerto de Milwaukee (Wisconsin) le llega por la via de los Lagos 5 228 770 toneladas i por riel 631 493 toneladas.

El flete a traves de los Lagos desde Búffalo a Milwaukee es de 0.30. La

carga que se dirige desde Búffalo es de 1 028 491 toneladas de carbon i de otro puerto, Toledo, sube a 1 228 153.

La ciudad de San Luis, vecina de los campos carboníferos del sur de Illinois, recibe anualmente 8 651 156 toneladas de carbon bituminoso. La antracita es de 274 423 toneladas.

Por último, la ciudad de San Francisco de California consume unas 525 toneladas de carbon que van de Nuevo Méjico, Utah, Wyoming. La cantidad recibida por mes es de 193 962 toneladas inglesas para los carbones nacionales i 217 070 para los extranjeros provenientes de Australia, Japon i Colombia Británica. El consumo principal de combustible de California es de petróleo, estimándose en 63 000 000 de barriles, equivalentes a 18 000 000 de toneladas de carbon, lo que denota el grado de adelanto industrial de este estado.

El consumo exterior de carbon que sumó 22 141 143 toneladas inglesas con un valor de 67 209 514 dólares es una prueba de que este ramo carece todavía de la importancia que debe tomar en un país dotado por la naturaleza de reservas tan inmensas de combustible.

OTROS DATOS SOBRE EL DESARROLLO DE LOS EE. UU.

Comparando el comercio exterior de La Union en la forma de esportacion de mercaderías, su desarrollo ha sido:

1850.....	144 375 726	dóllars
1860.....	333 576 057	»
1870.....	392 771 768	»
1880.....	835 638 658	»
1890.....	857 828 684	»
1900.....	1 394 483 082	»
1910.....	1 744 984 720	»
1914.....	2 045 774 485	durante diez meses hasta Abril
1915.....	2 225 823 986	» » » » »

En 1914 los artículos semi-manufacturados de esportacion tuvieron un valor de 312 500 818 i en artículos manufacturados 608 305 040.

El crecimiento en los primeros cincuenta años es de diez veces mas o ménos.

El aumento de la poblacion fué tambien extraordinario, especialmente en el Oeste. En los estados al oeste del Mississipi habia poco mas de 1 500 000 habitantes en 1850 i en 1910 pasaban de 16 500 000. Por otra parte, el movimiento de poblacion hácia las ciudades desde el campo ha sido mui marcado. En 1880, 29.5% solamente vivia en las ciudades, i en 1910 era un 46.3 por ciento el que vivia en la ciudad. En 1876 como el 72% de las esportaciones provenia del producto de los fundos. En 1914 esta cifra debe subir de 50%.

El valor de los productos manufacturados en los estados de Illinois

Wisconsin o Yowa en 1850 era sólo de 1 420 818 dólares i en 1905 las manufacturas solas de Illinois fabricaban por mil veces mayor valor i por 3 1/3 mas en cada día de trabajo que todo lo que se fabricaba en el estado en un año, medio siglo ántes. (Hill «Highways of Progress»).

Estos cambios considerables han sido favorecidos con otros cambios no ménos sustanciales en las tarifas de los trasportes. Así, por ejemplo, la de los canales i lagos para el bushell de trigo de Chicago a Nueva York ha variado de 22.36 centavos en 1867 a 6.64 en 1907. Entre los años 1850 i 1860 los fletes de ferrocarril eran de 3 centavos por tonelada milla, miéntras tanto se rebajan en 1883 a 1.22 y ya desde 1890 sólo se cobraba 0.77. Esto sin considerar las tarifas especiales que, como hemos visto, para el carbon llega a valores inverosímiles.

Un economista americano Edward Atkinson ha traducido este hecho en otras palabras que vale la pena conocer: «Cornelius Vanderbilt,—dice,—consolidó i perfeccionó el servicio de los ferrocarriles en tal forma que la produccion necesaria para un año de pan i carne puede ser trasportada a mil millas desde las praderas occidentales a los talleres del este, al precio de costo del salario de un solo día del mecánico o del artesano de Massachussets, de manera que si el mecánico o el artesano del este suprime un día de fiesta al año, hace desaparecer la distancia de mil millas que lo separan de la fuente de aprovisionamiento de su alimentacion». (Citado en American Farms, de Elliott).

La riqueza del país por habitante ha pasado miéntras tanto por las siguientes fases, segun los censos oficiales i publicaciones del Departamento de Comercio:

	Por habitante	Total dólares
1850.....	\$ 307.69	7 139 millones
1860.....	513.93	16 159 »
1870.....	779.83	30 064 »
1880.....	870.20	43 642 »
1890.....	1 035.57	62 610 »
1900.....	1 164.79	88 517 »
1910.....	1 200.00	110 366 »
1912.....	1 965.00	187 739 »

El comercio exterior del país es colosal. Así, en 1907, para tomar un año en que se ha comparado el valor de este comercio con el exterior, las importaciones fueron de 1 434 millones de dólares i las esportaciones de 1 881 millones. El comercio interior llegó en ese año a 28 000 millones de dólares, esto es, 24 veces el valor del comercio exterior.

Esta última cifra es tan alta que uno se niega a aceptarla sin una demostracion de ella. Corresponde a una riqueza nacional de 187 739 000 000

de dólares, o sea mas de 930 millares de francos. Si se piensa que la riqueza de toda Europa era estimada por los años de 1889 en 1 000 millares de frs., por hombres tan notables como Foville, no puede ménos de sorprendernos la rapidez con que los Estados Unidos ha llegado a equipararse con el viejo continente a una distancia de pocos años solamente.

Es una prueba evidente de la gran fuerza económica que poseen i que han desarrollado, gracias a la existencia de sus grandes recursos de combustible. En pocos años su fuerza financiera estará a la altura de su fuerza económica i serán los rivales de los mercados de dinero en Europa.

Esta proporcion de la riqueza, demuestra lo que se podrá esperar respecto de la esportacion de carbones cuando el pais cuente con todos los elementos de transporte de que hoi carece. Hoi dia debe pagar sumas enormes a las marinas extranjeras. En 1904 pagó 184 millones de dólares a estos transportes sobre un total de 200 millones. En 1911 la suma pagada al extranjero ascendió a 300 millones.

Si analizáramos la clase de artículos esportados, veríamos que las esportaciones de artículos alimenticios van cediendo el paso a las manufacturas, prueba evidente de que el pais por su poblacion creciente va absorbiendo su propia produccion agrícola. Para fomentar la esportacion de manufacturas tendrá naturalmente que crear una gran marina mercante i esportar carbon tal como lo han hecho Inglaterra i Alemania. Esto podria ser un factor favorable para nosotros, porque podríamos obtener el combustible necesario para fundir nuestros minerales en condiciones mas ventajosas que con los carbones europeos. Una vez las esportaciones de carbon efectuadas como en Alemania, por intermedio de un Sindicato, los precios serian reducidísimos i podríamos producir fierro i acero a precios aceptables, por lo ménos para nuestro consumo.

Copiamos a continuacion el avalúo de la fortuna nacional de los EE. UU. en 1904 para compararla con la de los demas paises de gran industria.

FORTUNA NACIONAL DE LOS ESTADOS UNIDOS SEGUN EL CENSO DE 1904 SEGUN R. G. LEVY «REVISTA DE AMBOS MUNDOS», T. IX, 1912

	Millares de frs.
Propiedad territorial que paga impuestos.....	291.2
Propiedad territorial que no paga impuestos.....	36.4
Ganado.....	20.8
Material agrícola.....	5.2
Monedas i barras de oro i plata.....	10.4
Maquinaria e instrumentos.....	15.6
Ferrocarriles incluso equipo.....	57.2
Tranvías.....	10.4
Telégrafos.....	1.0

	Millares de frs.
Teléfonos.....	3.1
Productos agrícolas.....	10.4
Productos manufacturados.....	36.4
Equipo rodante de particulares.....	0.5
Barcos i canales.....	4.7
Empresas de Agua Potable.....	1.0
Instalaciones eléctricas.....	3.1
Mercaderías importadas (En aduana).....	2.6
Productos mineros.....	2.1
Trajes i objetos de lujo.....	13.5
Mobiliario i coches.....	31.2
	556.8

Segun el censo de 1912 la fortuna nacional habia llegado a 187.739.071 000 dólares i posteriormente se da la cifra de 41 millar de dólares para el aumento de la fortuna nacional desde esa fecha hasta ahora.

Segun las cifras que da Mulhall en su diccionario, que suponemos sacadas del Censo, los valores anteriores serian en millones de dólares:

	1850	1860	1870	1880	1888
Tierras.....	3 310	6 910	8 320	10 197	12 300
Ganado.....	550	1 080	1 415	1 630	2 405
Ferrocarriles.....	290	1 140	2 047	4 897	9 350
Fábricas.....	520	1 010	1 902	2 790	3 500
Casas.....	1 000	2 600	5 460	10 800	14 000
Muebles.....	500	1 300	2 730	5 400	7 000
Varios.....	466	2 120	4 108	7 928	13 055
	7 136	16 160	25 982	43 642	61 600

INGLATERRA

La industria del carbon remonta a la Edad Media en Inglaterra. Su comercio entre New Castle i Lóndres existia ya en esos tiempos. Las minas se trabajaban por socavones i hasta donde el agua lo permitia por piques. Sin embargo, con la mayor profundidad adquirida por las explotaciones el trabajo iba siendo mas difícil i costoso. Se dice que en una comunicacion al Parlamento en 1610 se estima que las minas de New Castle no podrán trabajarse por mas de treinta años mas a consecuencia de estas dificultades.

Habia minas en 1700 en Warwickshire que empleaban hasta 500 caballos que les costaban 900 £ por año, en agotar las labores.

La invencion de Newcomen fué unas de las necesidades mas sentidas por la industria de aquellos tiempos. Este inventor que construyó la máquina de vapor atmosférico, o sea con condensacion del vapor dentro del mismo cilindro i trabajo útil del piston gracias a la accion de la presion atmosférica, produjo una verdadera revolucion en la industria carbonífera.

La primera máquina instalada en Griff en 1712 tenia 22 pulgadas de diámetro. Su fuerza era de unos 8 caballos i el consumo de carbon por caballo hora de 25 a 30 kgs.

Mas tarde el ingeniero John Smeaton, modificando con acierto las dimensiones de los órganos de la máquina, pudo construir tipos de 40 caballos con un gasto igual por hora i caballo. En 1767, cerca de New Castle, existian 57 máquinas de este tipo con cilindros de 28 a 75 pulgadas de diámetro i cuya fuerza en conjunto sumaba 1 200 caballos.

El costo de una de estas máquinas al año por el combustible consumido avaluado por su contemporáneo Price, en 1778, era la suma de £ 3 000. Así, pues, las ventajas que ellas proporcionaban eran adquiridas costosamente. La profundidad de las minas que no pasaba de 360 piés, se dobló con el invento de Newcomen. El precio del carbon era entónces mui bajo, sin embargo, pues el costo de estraccion no subia de 3 sh. Estaba comprendido entre 2 i 3 sh. la tonelada. No podia ser de otra manera con este tipo de máquina del cual decia Watt, cuando realizó su invento, que era mui imperfecta, pues sólo aprovechaba la cuarta parte del vapor introducido en el cilindro, perdiendo las otras tres cuartas partes.

(Citado por Thurston en su historia de la máquina de vapor).

El tipo de máquina ideado por el jenio de Watt, basado en la accion directa del vapor, hizo disminuir a la décima parte el combustible i dió un impulso incomparable a la industria minera del carbon i a la del estaño de Cornwall, abriendo una nueva era para el mundo moderno. La primera máquina de Watt instalada en las minas lo fué en Willington, Northumberland en 1780.

De este modo la produccion que se estimaba por Mulhall en 2 400 000 toneladas inglesas en el siglo XVII, se incrementó a cerca de 5 000 000 en el siglo XVIII i posteriormente al invento de Watt en 1780, pasó ya a cifras mucho mayores. La produccion de 1800 se hace subir a 10 000 000 de toneladas.

En el curso de 1801 a 1820 se producen 210 millones con un valor de £ 105 millones.

Segun un artículo publicado en el *Engineering Magazine* de 1903 en Octubre, por R. A. Redmayne, sobre la industria de las minas de carbon en el Reino Unido, hai ciertas fechas que interesan particularmente a la industria a partir las ya citadas anteriormente. Estas son:

1619 en que Lord Dudlay logró fundir el hierro con carbon de piedra hasta llegar a fabricar 3 toneladas por semana.

1719 en que se empleó la pólvora en Somersetshire para el arranque del carbon.

1765 en que se realizaron grandes progresos en la ventilacion con tiraje forzado.

1807 John Buddle introdujo el sistema Compound en la ventilacion, dividiendo la mina en varios distritos, i haciendo recorrer al aire fresco un trayecto mas corto, con lo cual se disminuye la presion. Este sistema se llamaba «Splitting the air» i mejoró mucho los anteriores.

1803. La fabricacion del gas de alumbrado dió un gran impulso al trabajo de las minas cuya produccion aumentó notablemente.

En 1797 un director de mina llamado Carr en Yorshire inventó los trams o carros que se movian sobre rieles de madera i las jaulas para la estraccion. Los carros contenian de 270 a 300 kgs. Pero sólo en 1836 esta disposicion se hizo jeneral en el Reino Unido.

En 1816 el invento de H. Davy, de la lámpara que lleva su nombre, a consecuencia del encargo que recibiera de una sociedad para prevenir accidentes formada en 1813, marcó una época importantísima en las explotaciones carboníferas.

Vino despues el desarrollo que tomaron los vapores i los ferrocarriles hácia 1845 i la produccion de carbon aumentó considerablemente. Segun todos estos datos la estadística del desarrollo de la produccion se esplica fácilmente. Copiaremos a continuacion las cifras dadas por este autor i las citadas por Mulhall que difieren un poco:

Año	Prod. en tons. inglesas	Autoridad
1660.....	2 148 000	Estimacion Royal Commission 1871.
1700 Se aplica el vapor a las bombas.	2 612 000	
1750 Se aplica el vapor a la estraccion	4 773 828	
1800 Id. a las fábricas de gas.....	10 080 300	
1816 Invento Davy.....	27 020 115	Estadística de Samuel Salt
1845 desarrollo vapores ferrocarriles.,	34 600 000	» J. R. Mac Culloh
1855.....	64 307 000	» Royal Commission 1871.
1860.....	84 042 698	
1865.....	98 150 587	
1870.....	112 875 525	
1873.....	128 680 131	Estadística Oficial
1880.....	149 969 409	

Los demas progresos relativos al trabajo de las minas como aquellos destinados a combatir las esplosiones con el gran invento debido a Davy, a producir la ventilacion de las labores, etc., han sido obras realizadas por

ingenieros ingleses, ocupando el primer lugar en este jénero de innovaciones.

Hoi dia la Inglaterra cuenta con 3 500 minas en explotacion i una cifra de operarios que fué igual a 1 072 000 en 1912 lo que corresponde a unos 4 000 000 de personas que viven del carbon.

La produccion marca el siguiente ascenso: Segun Mulhall, i la estadística Oficial de 1873:

1820.....	12 500 000 ton. ing.
1840.....	30 000 000
1850.....	49 000 000
1860.....	82 000 000
1870.....	110 000 000
1880.....	147 000 000
1890.....	181 600 000
1900.....	225 000 000
1910.....	264 400 000

FORTUNA NACIONAL

El aumento de la fortuna nacional del Reino Unido en varios períodos se descompone de la manera siguiente, en millones de libras, segun los datos de Mulhall:

	1812	1840	1860	1888
Tierras.....	1 380	16 80	1 748	1 544
Ganados.....	240	280	350	414
Casas.....	255	740	1 100	2 424
Ferrocarriles.....		21	348	865
Navegacion.....	15	23	44	134
Mercaderías.....	50	70	190	343
Muebles.....	130	370	580	1 212
Metálico.....	23	61	195	124
Empréstitos extranjeros.....	105	330	420	1 460
Caminos, Obras Públicas.....	286	525	675	880
	2 190	4 100	5 560	9 400

RIQUEZA NACIONAL DE INGLATERRA EN 1902. AVALUO DE CHIOZZA MONEY

Fortuna Pública

Millares de Frs.

a) Propiedad del estado.....	12
b) Propiedad de las Comunas.....	29

Fortuna Privada

c) Propiedad rural segun renta capitalizada al 5.5 %.....	24
d) Casas habitacion, oficinas, terrenos adyacentes cap. al 6.66%.....	70
e) Diversas entradas rurales no comprendidas en el rubro c, capitalizadas al 4%.....	8
f) Ganada a razon de 150 frs. el acre para 47.5 millones.....	7
g) Deuda del estado.....	20
h) Deuda de los Municipios.....	11
i) Capital de las empresas industriales i comerciales segun la mitad de sus rentas considerada como utilidad i cap. al 10%.....	44
Capital de los pequeños comerciantes que no pagan impuesto sobre la renta.....	2
j) Ferrocarriles segun renta capitalizada al 4%.....	24
k) Minas i canteras segun renta capitalizada al 20%.....	3
l) Empresas de Gas segun rentas cap. al 5%.....	3
m) Forjas i fundiciones siderúrgicas s. r. c. al 20%.....	1
n) Empresas de agua potable s. r. cap. al 50%.....	2
o) Canales segun renta cap. al 5%.....	2
p) Mercados, puentes, cementerios, pesquerías s. r. cap. al 5%.....	1
q) Diversas otras rentas cap. al 5%.....	3
r) Mobiliario, objetos de arte valuados en la 1/6 parte del valor de las casas.....	12

FORTUNA POSEIDA POR LOS INGLESES EN EL ESTRANJERO

s) Títulos extranjeros, de la India, Coloniales s. r. c. al 4%...	18
t) Otras colocaciones en la India i Colonias, en el extranjero segun rentas capitalizadas al 5%.....	17
u) Otros capitales colocados en el extranjero.....	10

323

Ménos las deudas públicas..... 31

Fr. 292 mills.

RIQUEZA NACIONAL DEL REINO UNIDO EN 1914, SEGUN UN AVALUO PRESENTADO A LA SOCIEDAD DE ESTADÍSTICA DE LÓNDRES

	Rentas	Capital
Tierras.....	£ 52 219 000	1 305 475 000
Casas.....	223 813 000	3 357 195 000

	Rentas	Capital
Utilidad de los agricultores.....	17 457 000	139 656 000
Otras utilidades.....	1 297 000	32 425 000
Valores i obligaciones menos bonos del Es- tado.....	35 049 000	700 000 000
Canteras, minas, forjas.....	23 109 000	92 436 000
Fab. de Gas, Agua Potable.....	19 585 000	391 360 000
Canales, Docks, Pesquerías, etc.....	2 607 000	52 140 000
Otras Sociedades anónimas.....	199 082 000	2 986 230 000
Valores extranjeros i coloniales i sus cupo- nes.....	50 828 000	1 016 560 000
Ferrocarriles del Reino Unido.....	28 016 000	560 320 000
Otras utilidades e intereses.....	16 654 000	233 080 000
Oficios i profesiones (un quinto de la renta total de £ 222 676 000).....	44 533 000	667 995 000
Total bajo el Income Tax.....		12 688 727 000
Oficios i profesiones omitidos 20 % de £ 44 533 000.....	8 906 000	
Entradas de las personas que no pagan In- come Tax derivados del capital.....	100 000 000	1 400 000 000
Entradas de inversiones fuera del Reino Unido.....	60 000 000	900 000 000
Propiedad mobiliaria que no gana interes, muebles.....		1 000 000 000
Propiedad del Gobierno i Local.....		750 000 000
		16 738 727 000

Como se comprende una trasformacion tan intensa en el dominio industrial ha debido cambiar materialmente la faz del pais, su jeografía misma, especialmente esta que hoi lleva el nombre de jeografía humana, o sea el aporte del trabajo humano a la obra de adaptacion del planeta a nuestras necesidades.

De esta manera, como lo hace notar el sabio profesor del Colejio de Francia, Juan Brunhes, se han yuxtapuesto dos Inglaterras, la una esencialmente industrial ubicada al occidente, enfrente de Irlanda, la otra agrícola bañada por el canal i el mar del Norte.

El origen de la riqueza de Inglaterra en la Edad Media fué la crianza de ovejas i la venta de las lanas a los tejedores de Flandes. Aun en el siglo XVIII, segun Boutmy, los ingleses son mas que ningun otro pueblo un sedentario, agrícola i pastoril, i la sociedad tiende a ser mas pastoril que agrícola.

Mas llegó la industria i una serie de ciudades se han levantado en rejio-

nes ántes deshabitadas, las que han ido creciendo con la rapidez de los cueutos de hadas hasta dejar atras las ciudades seculares, famosas en la historia, que hasta entónces encarnaban el alma nacional. Este es un fenómeno jeneral que ha ocurrido en todos los paises grandes productores de carbon. La industria manufacturera basada en la esplotacion del carbon, i el desarrollo de la marina mercante i de la política colonial, tambien apoyadas en esta produccion mineral, han hecho la Inglaterra de hoi, es decir un pais dotado como ninguno de vias de comunicacion, de puertos que cuestan en conjunto mas de £ 150 millones (Reino Unido), donde el precio de la vida es relativamente mas barato que en los demas paises de Europa, donde el trabajador puede hacer mas ahorros con el salario que recibe. La poblacion de Inglaterra era de 8 000 000 en 1780, en 1850 era de 18 000 000, en la actualidad es de 35. La del Reino Unido era en estas mismas fechas de 12 500 000, de 27 000 000 i de 46 000 000.

La riqueza pasaba en estos mismos períodos por los siguientes valores segun el diccionario de Mulhall i las declaraciones del Times de 3 de Diciembre de 1915, para 1914.

1800.....	£ 1 740 millones
1840.....	4 100 »
1865.....	6 113 »
1885.....	10 000 »
1914.....	16 500 »

El comercio de importacion i esportacion era segun Mulhall:

En 1800	£ 67 000 000
» 1840	114 000 000
» 1850	169 000 000

Período decenal 1861-1870 Importaciones.....	2 701 millones
» » Esportaciones.....	2 129 »
» » 1871-1880 Importaciones.....	3 714 »
» » Esportaciones.....	2 778 »

para llegar en 1913 a:

Importaciones.....	769 millones
Esportaciones.....	525.5 »

La marina mercante inglesa se desarrollaba paralelamente como sigue:

1800.....	1 856 000 toneladas de registro
1820.....	2 654 000 »
1840.....	3 311 000 »
1860.....	5 713 000 »
1888.....	9 050 000 »
1898-907.....	13 700 000 »
1914.....	19 000 000 »

El total del mundo en esta última fecha sólo era de 40 000 000 segun el Bureau Veritas de Hamburgo (Rev. France Amerique, Abril 1914).

La estimacion del valor de esta flota es, segun Kirkaldy British Shipping de £ 165 millones. El monto de los fletes percibidos se calcula en unos 70 millones de libras esterlinas.

Es interesante consignar la proporcion del carbon trasportado en el total del tonelaje que se opera por mar. Segun Mulhall

En 1840	sobre	20 000 000	de tons. fueron	1 400 000	de carbon.
Entre 1861-1870	»	56 000 000	»	20 300 000	»
Entre 1871-1880	»	88 000 000	»	30 900 000	»
En 1880	»	113 000 000	»	39 200 000	»
En 1887	»	140 000 000	»	49 300 000	»

En la produccion del carbon en 1912 correspondieron las siguientes cantidades a los Países Unidos i Gales, segun la Estadística Oficial:

	Toneladas	Valor
Inglaterra.....	180 832 131	79 044 555
Gales.....	39 975 271	22 222 544
Escocia.....	39 518 629	16 603 665
Irlanda.....	90 307	50 359
Total.....	260 416 338	117 921 123

En este total la antracita figura por 4 699 691 toneladas.

La industria del carbon a su turno depende de otras industrias, por ejemplo, para la enmaderacion de las labores, necesita una enorme cantidad de madera que los bosques del Reino Unido no pueden proporcionar i que hai que importar en un 45%. Con la guerra esta cuestion ha preocupado seriamente a los industriales i se han hecho los siguientes cálculos.

(Hutton Hepplewhite Transact. M. E. London Jan. 1915).

Inglaterra sólo puede producir 55% de las maderas necesarias para la industria del carbon. El área de los bosques en Inglaterra i Gales es de 1 millon 884 110 acres i su valor se computa entre £ 25 i 30 millones. Miéntas tanto el valor importado anualmente al país en maderas i pulpas en 1912 subió a mas de £ 36 millones. El número de cargas de maderas para el consumo de las labores subió de 1903 a 1912 de 2½ millones a 3½ millones.

El costo de la madera por tonelada de carbon estraída es alrededor de 2.4 d., o sea £ 10 000 por cada millon de toneladas: esto es £ 3 000 000 para las 300 000 000 estraídas en 1913. Por este motivo en muchas minas se está sustituyendo el acero a la madera en la fortificacion.

En la actualidad casi toda la madera va de Francia, España i Portugal a Inglaterra; sólo un 4% va de Noruega.

DISTRIBUCION DE LAS CUENCAS

Las cuenca productoras pueden dividirse en:

- I. Cuenca del Norte.
- II. Cuenca del Centro.
- III. Cuenca del pais de Gales.
- IV. Cuenca de Escocia.

Siguiendo la nomenclatura de J. Brunhes en su *Jeografía Humana*.

Cuenca del Norte

Es la principal de todas i su produccion es igual a la de Francia i Bélgica juntas. La rejion entre el rio Tees i Tyne, que ocupa 50 kilómetros de ancho, vive exclusivamente de la hulla. El puerto de Hartlepool no tenia poblacion ninguna en 1840 i hoi dia es un centro que esportó 1 317 401 toneladas en 1912. El puerto de Hull ha alcanzado tal desarrollo que su comercio de importacion i esportacion llegó a £ 80 millones. La ciudad de New Castle on Tyne, con mas de 280 000 habitantes, es la cabecera de la cuenca. Su esportacion ha llegado a 6 607 067 i el cabotaje fué de 2 477 043 toneladas en 1912. Es, ademas, uno de los principales centros industriales de Inglaterra, pues cuenta con los astilleros de Armstrong que ocupan solo 16 000 operarios, i otros de distintas firmas que abarcan una estension del rio de 19 kilómetros de largo. El distrito de minas de hierro de Cleveland se encuentra vecino a esta rejion i la alimenta en parte.

Middleborough es el gran centro donde afluyen los minerales de Bilbao despues de haber sido alimentado por las minas de Cleveland.

La cuenca del Norte produjo en 1912:

51 272 045 toneladas, con un valor de £ 23 253 573, o sea p. t. 9.5.0, 85 d.

El número de operarios ocupados en el interior fué de 175 998 i en el exterior de 218 926.

La produccion por operario en el interior fué de 294 toneladas i por el total de operarios 236. Esta cuenca comprende los distritos de Durham Northumberland i Cumberland.

Cuenca del Centro

La cuenca del centro comprende el Staffordshire o Midland Coalfield, Lancashire, Derby, Cheshire i Yorkshire. Puede decirse que toda esta zona queda al Oeste de la isla dividiendo el Pais Negro del Pais Verde, o sea la zona Industrial i minera de la zona agrícola que fué en un principio la mas rica.

Staffordshire

Tiene por centro industrial la gran ciudad de Birmingham con 560 000 i otras menores como Wolverhampton con 103 000. Es un gran centro de fabricacion de maquinarias i de artículos de quincallería, etc. A principios del siglo XVIII la ciudad de Birmingham sólo era una aldea con 4 000 habitantes. En esta cuenca está la veta mas ancha de carbon del pais. Tiene 10 yardas de espesor. En una estension de 25 000 kilómetros cuadrados hai 40 000 talleres i manufacturas.

Lancashire

Es el sitio de la gran industria algodонера con Manchester como centro i Liverpool como puerto de acceso. Ambas ciudades están hoi unidas por un canal hecho a todo costo i terminado en 1894. Las dos ciudades tenian en 1696, 6 000 i 4 000 habitantes respectivamente; hoi cuentan con 715 000 i 750 000. Ademas alrededor de Liverpool hai un núcleo de ciudades de mas de cien mil habitantes como Preston, Blackburn, Olgham, Birkenhead, Bolton. Los dos centros grandes de embarque Liverpool i Newcastle se encuentran en las estremidades de un inmenso yacimiento de carbon. En Liverpool se embarcaron 2 152 497 toneladas para el cabotaje en 1912 i mas de 360 000 para la esportacion. Para apreciar la importancia de estas dos ciudades en la vida económica del Reino Unido debe saberse que el comercio de Liverpool, en su mayor parte de esportacion, alcanzó en 1912 la cifra de £ 373 millones de importacion i esportacion i el de Manchester 56 millones, lo que da una suma inferior al movimiento de Lóndres que fué ese año de 383 millones. El total del comercio ingles ese año fué de £ 1 300 millones, de modo que casi una tercera parte en valores corresponde a los puertos indicados.

Yorkshire

La cuenca de Yorkshire ha pasado a ser un gran centro industrial con Sheffield a la cabeza en la produccion de los aceros i Leeds en la de la lana. La primera ciudad es la cuna de la ferretería, su poblacion se sextuplicó desde 1801 a 1871. En 1901 tenia 380 000 habitantes i en 1911 455 000. Leeds cuenta con 477 000 habitantes. Su produccion es casi el triple que la de las cuencas anteriores.

La produccion carbonífera en estas cuencas fué en 1912:

	Tons.	Valor de la boca mina	por ton.	Personas en total	Ton. por operario
Middland.....	22 328 042	9 141 984	9.2.27	91 555	256
Lancashire i Ches- shire.....	23 063 198	10 689 259	9.3.23	105 748	220
Yorkshire.....	65 980 984	26 527 913	8.0.49	250 962	265
Otras cuencas dis- persas.....	4 778 360	2 313 939	9.8.32	26 525	182

CUENCA DEL PAIS DE GALES

Esta rejion cuenta con los puertos de Cardiff i Swansea, el primero con 191 000 habitantes, es el gran puerto de embarque de los carbones para la marina, el segundo es un centro metalúrgico donde se funde estaño despues de haber fundido casi todo el cobre del mundo años atras. Tampoco Cardiff tenia importancia alguna ántes de 1800. Se calcula que su poblacion entera seria de 2 000 habitantes.

La produccion puede dividirse en dos, tomando al distrito del Norte i al del Sur separadamente.

	Tons.	£	Por ton.	Operarios	t. p. o.
Gales del Norte.....	3 250 749	1 445 500	8.10.7	15 680	209
Gales del Sur.....	50 116 264	27 891 043	11.1.5	225 483	223

CUENCA DE ESCOCIA

La industria carbonífera ha desarrollado a la Escocia como pais industrial lo mismo que a la Inglaterra. La ciudad manufacturera por excelencia, Glasgow, ha eclipsado a la capital, Edimburgo. Cuenta con 860 000 habitantes contra 351 000 que tiene Edimburgo. La posicion del puerto de Glasgow sobre el magnífico estuario de la Clyde, vecino a las minas de hierro de Lanarkshire, i sobre la cuenca hullera han trasformado por completo su antigua fisonomía de puerto comercial notable por el comercio de tabacos con el Sur de Estados Unidos, que efectuaba en el siglo XVIII.

La produccion fué de:

	Tons.	Valor ton.	Por ton.	Operarios	Por op.
Cuenca de Escocia	39 518 629	16 603 629	8.4.8	136 656	296

Por fin, las carboneras Irlandesas produjeron el mismo año:

	Tons.	Valor ton.	Por ton.	Operarios	Por op.
Irlanda.....	90 307	50 359	11.1.8.	862	110

Sumando estas cifras tenemos en conjunto para el

	Tons.	Valor ton.	Por ton.	Oporarios	Por op.
Reino Unido.....	260 398 578	117 917 235	9.0.68	1 072 395	245

PRECIO DE COSTO DE LA FUERZA EN ALGUNOS DISTRITOS

A pesar de que cada mina tiene un porcentaje de carbon invendible nada despreciable, parece que todo él debiera aprovecharse en jeneral la

fuerza necesaria para accionar toda la maquinaria que se necesita en una mina: estraccion, agotamiento, ventilacion, trasportes, maquinaria de circular, de perforar, etc. En realidad, no ocurre así todavía i se emplean carbones buenos que podrian venderse.

Por otra parte, se ha observado que el conjunto de motores en la mina trabaja con un factor de carga mui bajo, 30% jeneralmente, lo que ocasiona fuertes pérdidas de combustible que se quema inútilmente. De ahí es que se haya pensado en aumentar el tamaño de las unidades, en que se haya introducido algunos tipos nuevos como la turbina de vapor de baja presion que trabaja con el vapor de escape de otros motores, i por último de que ciertas minas compren la enerjía durante ciertos dias de la semana, por ejemplo Sábados i dias de fiesta, a una Compañía central de fuerza, que la distribuye en todo el distrito, aprovechando a su vez algun otro sub-producto como ser el gas que se jenera en los hornos de la fabricacion de coke.

Un ejemplo de esta combinacion es la de la Compañía de Yorkshire, denominada Yorkshire Power Co. La fuerza jenerada con motores de gas se distribuye eléctricamente i vale 0.471 d. por kilowatt hora.

En otros distritos como en Sheffield hai una distribucion de gas para el uso de los motores que se vende a 10 d. los 1 000 piés cúbicos con 400 a 500 B. T., o sea unos 25 piés cúbicos por caballo hora. Este sistema tambien implantado en Essen, Alemania, ha permitido dar un impulso enorme a la construccion de grandes motores de gas i ha producido una economía correspondiente a las minas. En Essen los 1 000 piés cúbicos de gas salen por la mitad del precio citado.

Hai otras Compañías como la South Staffordshire Co. que distribuye gas pobre en un radio de 120 millas; este gas tiene 125 B. u. por 1 000 piés i se vende esta cantidad a razon de 3.5 d.

Segun la opinion de algunos ingenieros ingleses (Transaction of the institution of mining E. Marzo 1915 Power-Costs-Woodhouse) el precio de la enerjía aprovechando el vapor de escape en turbinas de baja presion será aun inferior a la cifra que cobra la Yorkshire Power Co.

Como término de referencia diremos que este precio es mas o ménos la mitad del precio de costo de la enerjía que cobran las grandes Compañías de Fuerza de Lóndres, o sea un penique por kilowatt hora. El gas de alumbrado para fuerza se vende en Lóndres a cerca de 30 peniques los mil piés. En otras ciudades de Europa, como por ejemplo en Bruselas, se vendia en 1898 a 2.80 frs. los mil piés (0.10 fr. el metro cúbico).

Hai en estas combinaciones una economía positiva que realizar en las explotaciones mineras i en los casos en que, como en Chile, seria relativamente fácil proveer a todas las minas de fuerza eléctrica producida en nuestros rios; no cabe duda que se podrá introducir una mejora de consideracion para abaratar el precio de costo.

CONDICION DE LOS TRABAJADORES

Del libro *Colliery Working and Management* de Bulman i Redmayne, tomamos los interesantes datos que siguen para ilustrar esta cuestion en Inglaterra.

En 1750 los salarios del obrero en jeneral no subian de 10 a 12 d. al dia. Un artesano, por ejemplo un herrero, ganaba 7 sh. 6 d. por semana; un mecánico o albañil 1 sh. 4 d. al dia; un motorista 8 sh. por semana. Los operarios de las minas de carbon, el minero que lo arranca i corresponde a nuestro barretero i se llama en ingles «Hewer», recibia 3.3 d. por tonelada i el acarreador que tira la vagoneta hácia el pique de estracción, o sea el «Putter» ganaba 2½ d. por tonelada. Esto corresponde un salario diario de 1 sh. i 9 d. mas o ménos. Pero en ciertas localidades el salario es mayor, llegando a 1 sh. 6 d. para el primero.

En 1786 ya en Durham se pagaba el hewer, que llamaremos minero, 1 sh. 9 d. por dia i hasta 1 sh. 10 d. a fines del siglo. En 1799 se estimaba que los jornales habian subido de 50% en los últimos 10 años. En 1801 habia subido el jornal a 2 sh. 3 d. Hasta 1813 los salarios siguieron creciendo i el minero pasó a ganar desde los 2 sh. 3 d. en 1801 hasta 3 sh. 4 d. en el distrito de Durham siempre.

Del mismo modo ocurre en Northumberland. Los salarios de 1675 de West Cumberland eran de 8½ d. diarios, en 1709 se elevaron a 10 d. En 1781 el costo de arranque era de 9 d. por tonelada i el acarreo (trayling) 5½ d. por tonelada. En 1838 estas cifras habian mas que doblado, siendo de 2 sh. 9 d. a 3 sh. 3 d.

Los mineros de Newcastle se habian organizado en una asociacion llamada Pitmen's Union desde 1826 i a fuerza de huelgas i reclamos fueron obteniendo mayores salarios.

Un cuadro comparativo de los salarios del rio Tyne en 1833 con los de 1905 se reproduce a continuacion:

	Salarios en 1833	Durham 1905	Northumberland 1905
Laborero 1.º.....	24 por semana	54 por semana	54 por semana
Laborero 2.º.....		46 por semana	46 por semana
Delegado.....	3 sh. al dia	4.8 ½ por tarea de ½ h. precio de base	4.9 p. C.
Camineros.....	2.10 al dia	Por 10½ h. 3.5	¾ por tarea p. C
Minero (hewer).....	2.10 por tarea	4.2 p. C.	4.9 ½ a 5 p. C.
Conductor.....	1.2	1.4 10 horas	1.4
Trabajadores de noche (Shifter)...	2.4 a 2.10	3.0 ¾ 8 h. p. C.	3.1 p. C.
Harneadores.....	1.4 a 2.6	2.10 por 10½ h.	2.9 ¾ p. C.

El precio de base indicado por p. C. significa el salario «standard» sobre el cual viene a calcularse un porcentaje diferente segun la localidad que debe agregarse al precio de base para tener el salario efectivo. En Northumberland en 1905 se debia agregar 15%. En Durham $27\frac{1}{2}$ %. En Gales del Sur, Monmouthshire $33\frac{3}{4}$ %. En Escocia $37\frac{1}{2}$ %. Las cifras correspondientes a Durham i Northumberland espuestas deben, pues, aumentarse de $27\frac{1}{2}$ i 15% respectivamente.

COMPARACION DE LOS SALARIOS

Por lo espuesto los salarios que eran en el siglo XVIII de 1 sh. 2 d., se habian doblado un siglo despues, siendo a principios del siglo XIX de 2 sh. 3 d. a 2 sh. 6 d. para una tarea de ocho a diez horas. En la actualidad son de 5 sh. a 6 sh. por una jornada de seis a siete horas. Los mineros tienen casi siempre habitacion gratuita i carbon gratuito, lo que equivale a unos nueve peniques por dia de trabajo. Tomando todo esto en consideracion, puede decirse que los salarios han triplicado por cada hora de trabajo efectivo.

Para los otros operarios que trabajan en las minas, el aumento de salarios en los últimos 50 años ha sido de 50% i el trabajo efectivo reducido un 20% menos.

A los mineros se les retiene de su sueldo por semana unos 2 sh. 5 d. por gastos de hospital, accidentes, agua potable, afiladura de herramientas, etc.

Las trades Unions les cobran tambien quincenalmente de 6 a 10 d.

Tomando en cuenta el mayor poder de adquisicion de la moneda, los economistas ingleses estimaban en 1891 que en jeneral entre 1860 i 1891 los salarios habian casi doblado.

En 1911 hubo una gran huelga de mineros para pedir la fijacion del salario mínimo de 5 sh. por minero i 2 sh. para los ayudantes. El Parlamento votó la lei estableciendo un salario mínimo, pero sin dar cifras que pueden variar de una rejion a otra.

El trabajo de las minas empieza por lo jeneral a las seis de la mañana i se prolonga hasta las cuatro de la tarde durante 10 horas. Algunas minas hacen estraccion en el Este de Durham durante 20 horas diarias empleando tres cuadrillas de mineros i dos de ayudantes. En Northumberland existen jornadas de 10 i 11 horas. Hai que deducir una hora en todas estas jornadas empleada en viajes de entrada i salida de las minas. La mayor parte del tiempo se paga por tarea, equivalente a tantas vagonetas, baldes de carbon o tantas toneladas.

Antiguamente los mineros se contrataban por un año. Hoi el contrato dura quince dias, de pago a pago.

Del libro de Bulman citado, copiamos algunos ejemplos del trabajo efectuado en varios distritos del Reino Unido en distintas capas de carbon que insertamos mas adelante.

Las minas de carbon, junto con propender al desarrollo, han influido poderosamente en la evolucion económica de los pueblos i en el mejoramiento de la condicion de los trabajadores.

Desde fines del siglo XVIII hasta 1850, la clase obrera debió sufrir atrozmente con la trasformacion del trabajo del pequeño taller convertido en gran taller. Especialmente se cita en Inglaterra la reunion de los pequeños talleres de tejedores en 1830 a 1840 que dió oríjen a huelgas i a hambres de la poblacion obrera.

Desde 1833 la jornada de trabajo habia sido reducida por lei a 12 horas. En 1840 se efectuó una encuesta desarrollada sobre la distribucion de los obreros que reveló los datos mas tristes i repugnantes. Poco a poco el Parlamento se vió obligado a dictar nuevas leyes para proteger a los obreros de las minas i de las fábricas. En 1850 se votó la lei conocida con el nombre de Underground Inspection. En 1870 se votó la Mine Regulation & Inspection Bill, el cual prohíbe el trabajo de los niños menores de diez años i de las mujeres en el interior de las minas. Los niños de diez a doce años sólo podian ser admitidos con un certificado de instruccion. En 1862 se volvió a nombrar una Comision de Encuesta sobre el trabajo en jeneral i en 1866 una comision Parlamentaria practicó otra investigacion que se publicó con todos los interrogatorios de los testigos llamados a declarar. En 1872 se dictó la Comprehensive Coal Mines Regulation Act, para poner remedio a las deficiencias que debian subsanarse haciendo responsable a los propietarios de los accidentes acaecidos a los obreros. Desde 1862, despues de un gran accidente ocurrido en las hulleras de Hartley (Northumberland) se dictó una lei obligando a los propietarios a tener dos pozos en cada mina. Los numerosos informes sobre la «Salud Pública» publicados desde 1858 a 66, sublevaron la opinion pública de Inglaterra. Los escritores mas notables como Carlyle i Ruskin marcaron con frases de fuego a los explotadores del trabajo humano. Lentamente se produjo la evolucion hácia una situacion mas tolerable i las leyes que permitieron a los obreros agruparse en sindicatos tales como los Trades Unions, i que reconocieron el derecho o huelga, han marcado un paso adelante de gran importancia para el mejoramiento de la clase obrera. Si no se ha llegado todavía al ideal se está en vias de mejorar el estado actual.

Con motivo de que las explotaciones de las minas de hulla no pertenece al mismo dueño que las minas en Inglaterra en jeneral, pues son compañías que arriendan las minas al propietario del suelo i le pagan una regalía por tonelada, en un principio estas Compañías no tenian interes ninguno por proporcionar a la clase obrera buenas habitaciones, ni comodidad alguna. Estas aglomeraciones eran verdaderos campamentos de obreros nómades, como lo son nuestros obreros de las salitreras por ejemplo. Aun mas, el propietario del suelo no daba facilidad alguna para vender terrenos a los que querian radicarse definitivamente o para ensanchar la poblacion obrera i

darles mayor comodidad. Cuando los contratos de trabajo se hacian por un año el obrero estaba a la merced del patron.

Todas estas libertades i facilidades que ha obtenido la clase obrera han sido el fruto de luchas mui largas entre el capital i el trabajo.

Desgraciadamente hai un límite para obtener mayores ventajas para los obreros impuesto por la competencia con otros paises. Como veremos mas adelante las utilidades de la industria carbonífera en Inglaterra han ido disminuyendo en vez de aumentar i son tan moderadas, tan reducidas que no se divisa un medio espedito para hacer cambiar las cosas mas favorablemente. En cambio las utilidades de los dueños del suelo han ido en aumento con la explotacion mas intensa de las hulleras. Segun las Memorias del Board of Trade, la comparacion de los salarios medios de todas las profesiones u oficios de Inglaterra con los salarios pagados en otros paises seria la siguiente. (Boletin de Instituciones Sociales de Roma, Febrero 1914):

	Ganancia al año en francos	Gastos	Exceso	% Exceso de las ganancias
Inglaterra.....	2 804	2 162	642	23
Estados Unidos.....	3 524	2 675	849	24
Alemania.....	1 674	1 491	183	10.8
Francia.....	2 333	1 715	618	26.5
Japon.....	630	610	20	3.2

La influencia que mencionábamos anteriormente, que las minas de carbon habian ejercido sobre la evolucion económica, proviene de que esta es la primera explotacion que ha exigido grandes capitales (Brunhes). De aquí han nacido las sociedades por acciones que se han desarrollado tanto despues i forman la base de los negocios modernos. Pero esto ha dado oríjen a un mal mui grave i es la separacion completa de los capitalistas i los obreros. Los economistas, como dice el autor citado, no son para los trabajadores sino seres desconocidos que viven lejos, los obreros no son para los accionistas sino seres anónimos. De ahí tantas injusticias i tantas violencias que no han dejado de acompañar las explotaciones hulleras en todas partes. La lejislacion trata de remediar en todos los paises los males que resultan para la hijiene con estas aglomeraciones de obreros i con su alimentacion deficiente.

Recientemente el ministro ingles Lloyd George dirijiéndose a una asamblea obrera les dijo que la guerra actual habia puesto de manifiesto los puntos débiles de la organizacion del trabajo i que todo esto se enmendaria con medidas que en treinta años de paz habria sido difícil conseguir.

Es de esperar que entre nosotros, en Chile, se haga algo tambien en este sentido para instruir, educar i cuidar la salud de nuestro pueblo que está siendo víctima del alcohol.

DURHAM.—CARBON PARA GAS I USOS DOMÉSTICOS

Produccion por quincena	13 155 toneladas.
Número de mantos.....	3 Principalmente para gas. Carbon compacto se esplotan 7 000 tiros por quincena.
Espesor.....	3 piés 6" (6 840 t.), 4 piés 8" (5 525 t.), 2 piés 9" (790 t.)
Inclinacion.....	1 en 30.
Profundidad.....	1 pozo 250 yardas 900 tons. al dia, otro 176 i 300 al dia.
Horas trabajadas.....	10 diarias, 6 A. M. a 4 P. M. durante 10 dias por quincena. 8 diarias 4 A. M. a 12 P. M. 1 dia.
	108 horas 11 dias.

	Trabajadores ocupados	Salario sh.	Por tarea d.
INTERIOR.—Mineros.....	436	6	6
Id. Avance.....	239	3	10
Acarreadores.....	53	5	
Conductores.....	56	1	8
Delegados.....	29	6	
Auxiliares.....	172	4	
	985		
ESTERIOR.....	207		
Total.....	1 192		

	sh.	d.	
Costos por tonelada. Arranque.....	2	7.14	56%
Otro trabaja interior.....	2	0.70	44
Total.....	4	7.84	100
ESTERIOR.....	0	8.77	
Total.....	5	4.61	

Tonelada por minero i jornada.....	2.84
Tonelada por cabeza, interior.....	1.21
Tonelada por cabeza. Total.....	1.00

GALES.—CARBON PARA PRODUCIR VAPOR

Produccion quincenal.....	19 000 toneladas
Mantos.....	1.
Espesor.....	6 pies 6 pulgadas. No hai arranque con tiros
Inclinacion.....	1 en 9.
Profundidad.....	760 yardas.
Horas de trabajo.....	10 diarias 7 A. M. a 5 P. M. durante 8 dias.
	7 diarias 2 P. M. a 2 P. M. durante 4 dias.
	108 horas 12 dias por quincena

Trabajadores ocupados	Dias	Noche	Total	%	Salario sh.	p. Tarea d.
INTERIOR.—Mineros.....	360	96	456	35	8	0
Enmaderadores, etc..	251	175	426	33	5	4
Acarreadores.....	73	51	124	10	5	
Ausiliares.....	86	74	160	13	2	10
Delegados.....	8	7	15	1	7	2
Varios.....	56	51	107	8		
	834	454	1 288	100		

ESTERIOR.....	142
Total.....	1 430

	sh.	d.	
Costo por toneladas. Mineros. Arranque..	1	7.4	30%
Id. otros trabajos.....	0	10.6	17
Resto.....	2	10	53
	5	4	
ESTERIOR.....		10.5	
Total.....	6	2.5	

Tonelada por minero por tarea.....	35 toneladas
Tonelada por dia i por cabeza, interior.....	1.22 »
Tonelada por dia i por cabeza exterior.....	1.10 »

NOTTINGHAM.—CARBON PARA PRODUCIR VAPOR, PARA FABRICACIONES I USOS DOMÉSTICOS

Produccion quincenal

Mantos i naturalezas.... 4 El superior i el inferior compactos intermedios blandos.
Espesor..... Superior 4 piés 4, inferior 2 piés 11½ (6 064 t.) Intermedios 4 6" (9 159 t.) i 3 8" (15 912).
Inclinacion..... Moderada.
Método de trabajo..... Long Wall.
Profundidad..... 141,356,409 i 384 yardas.

Trabajadores ocupados	Mantos compactos	Mantos intermedios
Interior.....	1 042	1 029
Esterior.....	263	295
Total.....	1 305	1 324

Salarios por tareas... 6 sh. 3.7 d. a 7 sh. 6.7 d. 6 sh. 10.2 d. a 7 sh. 7.1 d.
Niños..... 2 sh. a 3 sh.

Duración del trabajo de tareas 8 horas, 40 minutos.

	sh.	d.	sh.	d.	sh.	d.	sh.	d.
Costo por tonelada. Interior.	5	8.6	3	11	3	5.9	3	10.9
Esterior.....		11.5		7.9		6.4		8.7
Total.....	6	7.7	4	6.9	4	0.3	4	7.6

Toneladas por minero i tareas..... 2 2,75 2.75 2.6
Toneladas diarias por cabeza interior..... 1.2 1.35
Toneladas diarias por cabeza exterior..... 6 6.15

EMPLEO DE MÁQUINAS PARA EL ARRANQUE

Hemos visto cuánto se ha difundido en EE. UU. el empleo de las máquinas circadoras para el arranque del carbon: Su uso ha aumentado la produccion considerablemente i la ha abaratado.

En Inglaterra su difusion es mucho mas lenta, porque encuentra resistencia en los Sindicatos Obreros (Trade Unions) que en jeneral se han opuesto en este pais a muchos, por no decir a casi todas las invenciones. Esto tiene tambien su explicacion en lo que respecta al uso de maquinarias para minas.

El obrero debe aprender a manejar la circadora i acostumbrarse a un esfuerzo de atencion mucho mayor que el trabajador comun. De ahí que muchos obreros ménos bien dotados las resistan i el sindicato los apoya. La mina por otra parte debe prestarse para el empleo de esta maquinaria. Los trabajos deben llevarse en una forma conveniente i en las minas donde el cambio es difícil de ejecutar, no se admite la entrada de la máquina.

Segun la estadística oficial de los Inspectores de Minas de Inglaterra, en el año 1909 se empleaban 1 691 circadoras de todos tipos i se extraian 13 7 millones de toneladas.

En 1913 las máquinas habian aumentado a 2 894 i la estraccion a 24.6 millones.

Comparando estas cifras con la produccion total del pais se ve que la fraccion no llega a un 10%.

Los ingenieros se esfuerzan por introducir las en todos los casos posibles, por muchas razones de economía entre, las cuales las principales son; 1.º Aumento en los últimos años del costo de la produccion con las nuevas leyes i el aumento del precio de los materiales. 2.º Disminucion de la eficiencia del trabajador a medida que las minas se profundizan i aumentan la temperatura. 3.º Dificultad de obtener un número suficiente de mineros. 4.º Disminucion del interes sobre el capital invertido.

MOVILIZACION DE LOS CARBONES

La produccion de los carbones se trasporta por tierra i por mar en su mayor parte. La via fluvial es poco importante i sólo sirve para acarrear 3 600 000 toneladas en el distrito de Birmingham.

El terreno accidentado ademas es otra causa de demoras en la navegacion. Entre Lóndres i Liverpool los sistemas de canales tienen entre 200 i 300 esclusas. Hoi cuenta con mas de 9 000 kilómetros de canales, pero la navegacion no puede hacerse sino por pequeñas embarcaciones porque la ausencia de grandes rios no permite su ensanche.

Los ferrocarriles principales que toman parte en el acarreo son:

Great Central Railway que sirve principalmente los distritos de: Derbyshire, Nottinghamshire, Yorkshire i South Yorkshire, Norte de Gales, etc., tiene un tráfico de.....	13 080 494 tons
Great Northern R., Derbyshire, Nottinghamshire Yorkshire.....	7 313 606 »
Great Western R., Monmouthshire, Somersetshire, Norte i Sur de Gales, etc.....	19 727 668 »

Lancashire & Yorkshire.....	8 693 132 tons.
London & North W. R. Lancashire, Sud Staffordshire Ga- les del Sur, Warwickshire, etc.....	21 798 218 »
Middland R., Derbyshire, Leicestershire, Nottinghamshire, Warwickshire, Yorkshire i Gales.....	26 003 721 »
North Eastern R. Durham i Northumberland.....	37 872 375 »
North Staffordshire R.....	3 410 000 »
Taff. Vale R. Glamorgan (Gales).....	14 475 068 »

ESCOCIA

Caledonian Railway, Lanarkshire i Stirlingshire.....	12 387 124
Glasgow and South western.....	3 282 567
North British R., Fifeshire, Lanarkshire (West) Lothians.	20 102 116

CABOTAJE

El total de 22 546 634 que se movilizó por el cabotaje i por la provision de carbon de las bodegas de los buques del cabotaje (bunker coal), esta última cantidad igual a 2 251 833 toneladas en 1912, salió de numerosísimos puertos, de los cuales 30 movilizaron mas de 100 000 toneladas.

Los principales fueron:

Cardiff.....	2 467 612
Liverpool.....	2 152 497
Newcastle.....	2 477 443
South Shields.....	1 895 162
Sunderland.....	1 385 162
Seaham.....	973 399
Hull.....	1 099 929
Goole.....	1 334 193

ESPORTACION

La cantidad esportada en 1912 comprendiendo carbon, coke, briquetas, etc., fué de 67 035 848 toneladas, con un valor de £ 42 584 454 i se distribuyó principalmente en los siguientes puertos:

Newport.....	4 115 159
Cardiff.....	17 822 467
Swansea.....	3 736 708

Port Talbot.....	1 811 508
Blyth.....	3 512 320
Newcastle.....	6 607 067
South Shields.....	5 359 332
Sunderland.....	2 836 739
Hartlepool.....	1 317 401
Hull.....	3 707 372
Gool.....	1 131 714
Grimsby.....	2 023 488

ESCOCIA

Leith.....	1 595 674
Grangemouth.....	1 530 060
Burntisland.....	1 746 117
Methil.....	2 147 732
Glasgow.....	1 726 419

Como lo dijimos anteriormente, los buques que hacen el comercio con el exterior cargaron en sus bodegas para su consumo propio 18 291 370 toneladas aparte del carbon esportado.

Las grandes aglomeraciones industriales como la de Lóndres, ciudad que está situada fuera de la zona carbonífera, da lugar a un transporte intenso de carbones.

En 1801 Lóndres sólo tenía 958 000 habitantes. En 1908 tenía 4 796 000, o sea cinco veces mas, i el distrito de Policía contaba con 7 000 000.

Los trasportes de carbon de Newcastle a Lóndres remontan a la mayor antigüedad. Hai vestijios de transacciones en 1367. El precio en Newcastle era de 1 sh. 5 d. por el «chalder» de 1 tonelada i en Lóndres salia importando 4 sh. 11 d. Como el valor de la moneda de aquel entónces se computa ser diez veces superior a la actual, resulta aquel precio mui superior al actual (Bulman Ob. Citada).

Los precios en el siglo XVI subieron desde 2 sh. 6 d. la tonelada a 9 sh. en Newcastle; en el siglo XVII el precio a bordo en Newcastle fué comprendido entre 10 i 12 sh. Desde 1727 los propietarios de carboneras en Durham formaron un sindicato parecido a los carteles actuales para mantener los precios i prorratarse la produccion en vista del consumo; acordaron entónces fijar los precios en 11 sh. 6 d. la tonelada. Estos precios se doblaron durante las guerras continentales de 1790 i 1815 i los volvemos a encontrar en 1828. La tonelada harneada en Newcastle valia 12 sh. 6 d. en esa fecha. Este precio se mantuvo durante muchos años. El precio correspondiente a la

ciudad de Lóndres era de 23 sh. la tonelada en 1838, pero bajó en 1851 a 15 sh. El consumo de Lóndres en 1750 era ya de 783 341 toneladas i en 1795 habia casi doblado, pues era igual a 1 126 893 toneladas. El precio medio en Lóndres entre 1852 i 1885, o sea 34 años, fué de 18 sh. 9 d. Desde esa fecha hasta 1912 puede decirse que no ha variado gran cosa para el precio medio.

El tráfico entre Lóndres i Newcastle (360 millas) se hace con vapores que ponen tres dias i seis horas para cargarse de hulla, ir a Lóndres i volver a Newcastle (Brunhes).

La cantidad de carbon recibida por Lóndres en 1912 por la via marítima fué, segun la estadística de 8 166 227 toneladas. En 1866 la cantidad introducida en Lóndres fué, de 6 013 265, de las cuales 3 033 193 por via marítima i 2 980 072 por ferrocarril. El London & North W. llevó 1 088 966 toneladas; el Great Northem, 1 006 277 i el Great Western 367 908.

Es mui posible que esta misma proporcion se haya mantenido i que el consumo de la poblacion no sea inferior a 15 o 16 millones de toneladas, si se compara con el consumo actual de Nueva York.

El puerto de Lóndres es el gran puerto de importacion del Reino Unido. Su consumo de importacion i esportacion sube a £ 383 millones. Las 4/5 partes de las mercaderías i artículos de consumo se movilizan por medio de balsas o lanchas a vapor de 80 a 150 toneladas, cuyo número asciende a 11 000. La longitud total de los muelles, docks i malecones en las riberas del Támesis se calcula en 44 millas. A la inversa de lo que ocurre en otros puertos la movilizacion de la carga se ejecuta no por ferrocarriles sino por lanchas, haciendo de Lóndres un puerto lanchero (barge port) (Douglas Owen «Ocean Trade and Shipping»).

Los sistemas empleados en los puertos para cargar carbon han recibido notables mejoras en los últimos años i se ha abaratado la operacion de carga i descarga.

Así, por ejemplo, las grúas Lewin Hunter, permiten cargar 290 toneladas en una hora en muchas mejores condiciones que ántes, usando baldes que cargan 10 toneladas de una vez. Buques que cargan 10 000, se cargan con 7 000 toneladas en 24 horas corrientemente. Para los grandes buques «self-trimmers» el precio era hace algunos años de $2\frac{3}{4}$ d. por tonelada. Para los buques chicos varia de 6 d. a 1 sh. Otro tipo corriente de buque carbonero es el «trunk deck». La economía de los grandes tipos de 9 000 toneladas, por ejemplo, que andan alrededor de 11 millas por hora, o sea 267 millas diarias sobre el tipo de 4 000 es de la mitad en el carbon consumido. El primero consume 0.036 lbs. de carbon por tonelada de desplazamiento i por milla i el segundo 0.081.

Estos son los buques que hacen ahora la carrera entre el Tyne i Lóndres. Como dato histórico se puede recordar que el primer vaporcito carbonero el «John Bowes» solo cargaba 270 toneladas i sus máquinas tenian 60 HP. (Seaton Snowdon. Engineering Magz, 1900 Nvb.)

Para terminar con esta cuestion de las mejoras de los trasportes, no debemos silenciar el hecho que el gran gasto efectuado por las Compañías particulares en Inglaterra en la construccion de obras portuarias que llegaba en 1896, segun Colson, (Trasports & Tarifs) a 3 000 millones de frs., contra 1 000 solamente gastados en los puertos de Francia, es lo que ha permitido a los ferrocarriles ingleses, que tienen un corto recorrido hasta la costa, mantener sus elevadas tarifas, sin perjuicio del comercio. El ahorro se hace, pues, en la movilizacion marítima. Es este un principio de mucha importancia que podria servirnos de modelo aquí en Chile, donde precisamente podríamos efectuar una evolucion en el mismo sentido. Todavía mas, los ferrocarriles ingleses son los que han conservado con mas persistencia su equipo antiguo, carros de carga de 10 a 15 toneladas, locomotoras relativamente livianas, porque han tenido en la organizacion de los puertos un poderoso elemento de ayuda que los ha defendido de la competencia con el comercio internacional.

Hoi se comprende que el solo exámen comparativo de las tarifas de los ferrocarriles que suele hacerse con frecuencia para probar tal o cual ventaja no tiene ningun valor, porque no revela el funcionamiento completo del sistema de transporte.

Comparadas la tarifa por tonelada milla en Inglaterra i Estados Unidos, resulta la primera 2.5 veces la segunda.

Entre nosotros, donde todo está por crearse en materia de obras marítimas, debemos aceptar que la causa primordial que dificulta nuestra expansion es la falta de puertos i medios de embarque, tanto en los centros de produccion del carbon como en los demas puertos comerciales.

PRECIO DEL CARBON EN LÓNDRES

La estadística oficial permite comparar con mucha precision el total de gastos que ocasiona el transporte por mar hasta la metrópoli. El año de 1911 el término medio del precio fué de 17 sh. la tonelada puesto en lancha al costado del buque. El carbon ingles de los puertos de Newcastle i Shields, Sunderland, Hartlepool, Goole, valia en esos mismos puertos en término medio $9/5$, $9/9$, $9/4$, $9/6$. El carbon de Hull valia en ese puerto algo mas caro, o sea $10/9$. Así, pues, la diferencia entre el precio de Lóndres i del puerto del Norte es alrededor de $17 - 9/9 = 7/3$. No conocemos los fletes. Si suponemos que la carga i descarga valga 1 sh. i la ganancia de los comerciantes sea de 1 sh. mas, el precio del flete seria alrededor de $5/3$. Como el precio de los fletes para España, Bilbao, han llegado a bajar hasta 4 i $4/6$, es mui posible que los fletes efectivos que se paguen por el cabotaje en la costa inglesa no sean superiores. Las distancias recorridas de Lóndres a los puertos carboneros varian de 200 a 400 millas.

PRECIOS DE COSTO I UTILIDADES DE LA INDUSTRIA

Tomando los datos contenidos en la obra de Bulman, vemos que los precios de costo a traves de los años pueden establecerse del modo siguiente, aproximadamente:

En 1742 la produccion de un grupo de hulleras de Newcastle tenia como precio de costo 3 sh. 3.3 d. por tonelada i su precio de venta era de 4 sh. 2.9 d. de manera que la utilidad era de 11.6 d. por tonelada, lo que para nuestros dias seria mui bien considerado, pues una gran parte de los propietarios no la obtienen.

En 1830 el célebre ingeniero John Buddle, estimaba que las utilidades de la industria, despues de servir la amortizacion del capital, era de 5% en término medio, aun cuando habia casos en que ésta llegaba a 14%.

Sir George Elliot, autor de un proyecto para formar un Trust Nacional de Carbones, pensaba en 1893 que podia obtenerse con un precio de venta en la boca mina de 7 sh. 3 d. de 10 a 15% sobre el capital, acciones que deberia formar las 2/3 partes de su trust i 5% sobre los bonos o debentures que formaban la otra 1/3 partes. Este mismo autor estimaba los costos de produccion en 1889, cuando se produjeron 177 000 000 de toneladas, como sigue:

Salarios.....	55%	£ 30 896 250	
Royalties o regalías.....	8%	4 494 000	equiv. a 5 $\frac{3}{4}$ d. p. t.
Otros gastos.....	25	14 043 750	
Utilidades.....	12	6 741 000	
Total.....		£ 56 275 000	

Sin embargo, otras opiniones espresadas en 1893 en el Memorial de la Comision del Trabajo sostenian que, considerados los precios comprendidos entre 1883 i 1893 i un capital total invertido en la industria carbonífera de £ 100 000 000, si las utilidades de las Compañías hubieran sido efectuadas en las ventas del carbon solamente, no habria redituado esta industria mas de 6%.

Hai que advertir que al lado de los buenos negocios hai siempre otros malos, como en todas partes, i así, por ejemplo, tres de las grandes Compañías de Gales del Sur con capital de £ 3 750 000 no han pagado en 20 años mas de 1.1, 3.1, i 1.8 % de interes.

Posteriormente estas opiniones han sido confirmadas por otras autoridades como sir James Joicey, por ejemplo.

Sólo las cifras dadas por el Board of Trade en el período decenal de 1892-1901 la produccion del carbon habia sido con término medio, de 198

millones 785 000 toneladas avaluadas en £ 73 052 000, o sea, a razon de 7 sh. 4.2 % por tonelada. El número estimado de trabajadores habria sido de 699 500, las toneladas estraidas por cabeza 284 al año. Si los salarios se computan en 28 sh. 3 d. por semana i se toma 55 semanas al año por persona, se obtendria por este capítulo £ 49 382 000, sin dejar ningun márgen para huelgas. Queda de este modo un márgen de £ 23 670 000 que debe comprender otros gastos i las utilidades. Con estas cifras a la vista, Sir James Joicey tomó 1 sh. 6 d. para representar estos gastos varios por tonelada, aunque otros peritos estiman que éstos deben ser mas bien representados por 1 sh. 8 d. a 1 sh. 9 d. Con esta modificacion se obtiene el siguiente reparto de los gastos i utilidades por tonelada:

Salarios.....	4 sh.	7.01 d.
Regalías, arriendos.....	0	6.50
Materiales i otros gastos.....	1	1.50
Utilidades.....	0	6.64
	6 sh.	9.65 d.

La diferencia entre este valor i el precio de venta de 7 sh. 4 d. deja un fondo de 6 d. para fondos de amortizacion, i como el capital invertido en la industria se estima en unos £ 110 000 000, resulta un interes inferior a 4.5%.

Este capital estimado para 1901, cuando la produccion fué de unas 220 millones de toneladas, representaria exactamente 10 sh. por tonelada.

Por este motivo decia Sir David Dole, Presidente del Iron & Steel Institute, en una alocucion en 1895, las siguientes palabras:

«Puede ser que en un tiempo las industrias manufactureras fueran dirigidas para satisfacer de un modo esclusivo las exigencias de los capitalistas. Parece que hoi dia el péndulo ha oscilado hácia el otro extremo i se está verificando como un hecho cierto ese programa de algunos de nuestros socialistas avanzados que desean que el capital i las obras no tengan otro objetivo que el beneficio de los trabajadores.»

I otro economista conocido, el profesor Alfredo Marshall, confirmaba esta tendencia diciendo: «La difusion de los conocimientos, los progresos de la educacion, el desarrollo de hábitos prudentes entre las masas del pueblo, i las oportunidades que los nuevos métodos de negocios ofrecen para la inversion segura de pequeños capitales, todas estas fuerzas están trabajando mas en favor de las clases mas pobres, tomadas en conjunto con relacion a las clases mas acomodadas». Es posible que en el porvenir la cooperacion de obreros i capitalistas sea la única fórmula que venga a resolver el problema cada dia mas agudo de la concurrencia industrial.

RESERVAS DE CARBON

Hace algunos años, ántes de las campañas de sondeos que han aumentado las reservas de Inglaterra hácia la costa del Este, al Este de Middland i en la prolongacion de las cuencas del Paso de Calais, cerca de Dover, el profesor Hull estimaba en la siguiente forma la capacidad de las cuencas hasta 4 000 piés de hondura: (Eng. Magz. Junio 1899).

Middland.....	35 000 000 000 toneladas
Great Northern.....	6 000 000 000 »
North Western.....	11 000 000 000 »
Western.....	2 000 000 000 »
Gales.....	20 000 000 000 »
Escocia.....	8 000 000 000 »
Irlanda.....	155 000 000 »

O sea un total de..... 82 155 000 000 toneladas

De este total pueden sacarse 20 millares de toneladas que han existido desde su orígen en condiciones favorables de explotacion, a ménos de 2 000 piés i de los cuales quedaban por explotar, a principios de 1900, 15 millares.

Segun el mismo autor, estas existencias podrian durar cincuenta años despues de los cuales seria preciso pasar a explotar los 67 millones restantes, lo que daria a la industria por mas de dos siglos, pero es preciso observar que tanto la calidad de los carbones como los precios de estraccion serian diferentes de los actuales.

Segun otros críticos como Forster Brown, que publicó un artículo en la Sociedad de Artes, este precio de costo no aumentaria probablemente, sensiblemente en este lapso de tiempo de cincuenta años, pero despues se aumentaria, con seguridad.

Para combatir entónces la competencia de otros países mas favorablemente dotados, como los EE. UU. i la China, propone un medio de abaratar la produccion nacionalizando los ferrocarriles, esto es, haciéndolos adquirir por el estado. Con los aumentos de utilidades de esta explotacion durante unos treinta a cuarenta años se llegaria al final de este período o a contar con una suma anual talvez no inferior a £ 60 millones que serviria para disminuir las tarifas de transporte de los carbones. De otra manera si no se aprovecha este período de competencia favorable, Inglaterra puede encontrarse mas tarde en sérias dificultades.

Estas ideas son mui razonables i es mui posible que encuentren aplicacion despues de la guerra actual. En todo caso los competidores de Inglaterra no son desde luego los Estados Unidos sino que es la Alemania. I esta

competencia está basada en un sistema de trasportes a precios bajísimos combinando la vía fluvial con la vía terrestre, que, como se sabe, pertenecen al estado en este país. Como veremos mas adelante, el desarrollo de las vías de comunicacion en Alemania ha sido materia de un plan largamente estudiado i realizado maravillosamente. El año ántes de la guerra las Compañías de Westfalia habian logrado colocar una buena partida de hullas en Lóndres, para las fábricas de gas en concurrencia con las hulleras de Newcastle.

Las estadísticas comparadas de las esportaciones de ámbos países tomadas del número de 19 de Marzo de 1914 de Stahl und Eisen, nos da el cuadro siguiente: (tons. métricas).

	Gran Bretaña	Alemania	%
1900.....	47 401 548	18 904 021	39.88
1902.....	45 978 314	19 830 764	43.13
1904.....	49 411 665	22 698 463	45.94
1906.....	59 132 042	25 376 201	42.91
1908.....	66 888 565	27 723 699	41.45
1910.....	66 059 449	32 049 753	48.52
1912.....	68 635 737	42 031 839	61.24
1913.....	78 545 284	42 866 221	59.67

AVALÚO DE LA INDUSTRIA SIDERÚRJICA EN GRAN BRETAÑA

El cálculo exacto de los valores que representa la industria siderúrgica en Gran Bretaña, tan íntimamente ligada a la industria carbonífera, ha sido efectuado por Sir Hugh Bell en una conferencia dada el 15 de Junio de 1910 i que reproducimos en el apéndice por ser un estudio demasiado largo que sólo interesa indirectamente al tema que tratamos.

Vemos que la cifra de £ 105 millones, que representa el valor de la materia prima, salario i utilidades de la obra gruesa de los talleres de fundicion i de laminacion, se debe aumentar a 232, agregándole el mayor valor que se obtiene para los productos finos confeccionados con estos materiales despues de tomar en cuenta la obra de mano empleada en su elaboracion.

El mismo autor citado hace presente la influencia considerable que ejerce en la economía de Gran Bretaña la industria del acero, comparándola con la de los tejidos de todas clases que es tambien una de las mas importantes. La siderúrgica tiene la ventaja de dejar un excedente de £ 59 259 000 de las esportaciones sobre las importaciones, miéntras la de los tejidos no deja excedente alguno (Journal des Economistes, Enero de 1911).

COMPARACION DE LOS SISTEMAS DE ESLOTACION EN ESTADOS UNIDOS I GRAN BRETAÑA.

Aprovechando los datos mui recientes que nos ofrece la discusion habida en el Instituto de Ingenieros de Minas de Lóndres, con motivo de un artículo de Samuel Dean sobre este tópicó i publicados en el número de Enero de 1916 de las Transactions, vamos a tratar de resumir las diferentes opiniones de los técnicos de ámbos lados del océano, en cuanto se relacionan con los diferentes métodos de trabajo empleados en ámbos paises.

El señor Dean opina que la superioridad de la produccion por hombre en Norte América depende del uso de las vagonetas de gran capacidad, esto es de 3 a 5 toneladas. Este empleo ha requerido la preparacion de mui buenos caminos interiores, de un carro liviano con relacion al peso útil, montados sobre ruedas que jiran sobre cojinetes de rodillos (tipo Whitney Wonder), con lo cual se consigue disminuir el esfuerzo de traccion, de un riel mas pesado, de una trocha ancha que varia de 48 a $56\frac{1}{2}$ pulgadas i, por último, de un mayor número de carros en servicio activo respecto a los que se están reparando. El empleo de la electricidad i del aire comprimido para las locomotoras es jeneral.

Este autor cita ademas, como un hecho capital para alcanzar la alta cifra de 760 toneladas en las minas de hulla por hombre, el empleo de las máquinas circadoras. En Alemania la produccion es sólo de 300 toneladas por hombre i el empleo de máquinas está recien empezando. Los carros son livianos i de trochas angostas. El número de dias trabajados en el año es ademas de 300 en Alemania en término medio i en Norte América sólo de 238.

Estos carros de trocha de $56\frac{1}{2}$ pulgadas con capacidad de 83 piés cúbicos i cojinetes de bolas en las ruedas cuestan 85 dóllars.

Las mas modernas máquinas de circar están reemplazando a las antiguas del tipo Chain-breast. Esta clase, por ejemplo, da abasto a 16 llenadores miéntras tanto una del Shortwall necesita de 25 a 30. Esta circadora puede hacer cortes hasta de 10 piés de profundidad, i en una jornada puede cortar de 20 a 25 espacios (rooms) de 25 piés de ancho cada uno. Con cortes solamente de seis piés de profundidad en un manto de 30 pulgadas de espesor, la circadora permite obtener por dia de 130 a 140 toneladas de carbon.

Estas máquinas cuestan de £ 200 a 350 i hai otras aun mas perfectas como la Jeffery Arcwal o bien la Goodman Overcutting, llamada tambien Turret Machine que corta 30 espacios en 8 horas, cuyo valor es de £ 650 a 700.

El autor Dean cree que si se estima en 15 baldes de 10 quintales ingleses cada uno la tarea diaria de un hombre, o sea $7\frac{1}{2}$ toneladas inglesas, con lo cual se gana de 6 sh. 9 a 7 sh., con el empleo de carros de mayor capacidad,

como por ejemplo de $3\frac{1}{2}$ toneladas, podría llenar 3 en vez de 2 de $3\frac{1}{2}$, o sea un 50% mas.

Algunos ejemplos citados por este autor en varios estados de Norte América, con diferentes tipos de máquinas circadoras, nos dan los siguientes datos útiles de conocer para la práctica:

ESTADO DE ALABAMA

Tipo de máquina.....	Sullivan Continuous cutter
Método de trabajo en la mina.....	Room and pillar
Grueso del manto.....	32 a 36 pulgadas.
Inclinacion del Manto.....	horizontal.
Naturaleza del corte.....	carbon duro.
» del techo.....	bueno
Ancho de los espacios (rooms).....	40 piés
» de las entradas.....	24 »
» de los soportes (pillars).....	20 »
Número de cargadores por espacio.....	2
Carbon cargado por jornada.....	10 toneladas.
Precio pagado por cargar detras de los cerca- cadores.....	1 sh. 0. $\frac{1}{2}$ d. (25 cts.) por ton. (Los mineros no enmade- ran).
Largo de la barra que corta.....	5 piés 3 pulgadas.
Profundidad del corte.....	5 »
Altura del corte.....	5 pulgadas.
Corte lineal por minuto (término medio).....	21 »
Precio pagado por tonelada por el corte...	6 $\frac{1}{4}$ d. (12 $\frac{1}{2}$ cts).
Trabajo diario de la circadora (t. m.).....	100 toneladas.
Porcentaje del carbon en trozos sobre 3 pul- gadas.....	35%
Tipo de máquina.....	Jeffrey shortwall
Método de trabajo.....	Room and Pillar.
Espesor del Manto.....	5 $\frac{1}{2}$ piés.
Inclinacion.....	2 grados.
Naturaleza del corte.....	dureza media.
» del techo.....	arenisca.
Distancia de los piés derechos del frente.....	7 piés.
Ancho de los espacios.....	40 »
» de las entradas.....	16 »
» de los pilares.....	30 »
Número de llenadores por espacio.....	1.

Carbon cargado por llenador i jornada de 9 horas.....	8 toneladas.
Precio pagado por cargar.....	1 sh. 5 6/8 (35 1/4 cts.) in- cluso explosivos, via, enma- deracion i empujando los carros hasta las galerías de acceso.
Peso de la máquina.....	4 400 libras.
Clase de barra.....	de cadena.
Profundidad del corte.....	5 piés.
Avance lineal por minuto del corte.....	2 »
» » » jornada.....	100 »
Precio pagado por el corte por tonelada.....	4½ d. (9 cts.)
Potencial del tablero.....	250 voltios
Pérdida en el cable.....	20%
Intensidad de la corriente.....	75 amperios.
Potencia distribuida en el circuito.....	25 HP.
» gastada por el motor.....	20 »
Energía empleada por ton. producida.....	1.35 Kw. h. o en 100 tons. por máquina=15 Kw. por 9 h.
Precio pagado por el trabajo a mano.....	2 sh. 4 7/8 (57 3/4 cts.)
Cantidad estraida anteriormente por hombre	5 toneladas.
Reduccion en el precio total con la máquina	alrededor de 5 d. (10 cts.)

(Continuará)



Situacion de los mercados de minerales, metales i combustibles

DICIEMBRE 24 DE 1916.

Cobre.—Ha estado desanimado este mercado en Lóndres, cotizándose el *standard* de £ 142.10.0 a £ 143 al contado i de £ 136.10.0 a £ 137 tres meses; electrolítico de £ 164 a £ 159 i el *best selected* de £ 167 a £ 162.

Estaño.—El mercado de este metal ha sido ménos activo durante la semana i los precios han mostrado ménos firmeza.

Se cotiza el *standard* de £ 184.10.0 a £ 184.15.0 al contado i de £ 186.5.0 a £ 186.10.0 tres meses.

Plomo.—No se ha registrado ninguna variacion en este mercado. El plomo español sigue pagándose en Lóndres de £ 30.10.0 a £ 29.10.0.

En Cartajena los fundidores seguirán pagando las entregas que se les hagan de minerales durante el corriente mes a los precios de *noventa i uno a noventa i tres reales* el quintal de plomo i *once reales* la onza de plata con descuentos de 5 tipos i 5 reales.

Zinc.—Se cotiza en Lóndres de £ 56.10.0 a £ 52.

Plata.—Este mercado ha mostrado una firmeza extraordinaria cotizándose la onza de plata en Lóndres a 36 5/8 d.

Antimonio.—Nominal.

Aluminio.—Nominal.—Sin embargo, en Inglaterra se ha registrado un alza de importancia. Veníase cotizando hace tiempo a £ 155 por tonelada i ahora le ofrecen a £ 200.

Mercurio.—£ 17.15.0 por frasco.

Níquel.—£ 225 por tonelada.

Platino.—£ 290 a £ 260.

Bismuto.—11 chelines por libra.

Cadmio.—7 s. 9 d. por libra.

Sulfato de cobre.—£ 64 a 65 por tonelada.

Latón:

Alambre 1 s. 5 3/4 d. por libra.

Tubos 1 s. 6 3/4 d. ídem.

Planchas 1 s. 6 1/8 d. ídem.

Minerales:

Molibdenita (90 por 100 MoS_2 mínimo) 105 s. por unidad.

Wolfram (70 por 100 WO_3 puro) 55 s. ídem.

Scheelita (70 por 100 WO_2) 55 s. ídem.

Metales en Bilbao.—La casa *Enrique Martínez* de Bilbao cotiza los precios siguientes (16 de Diciembre):

Precio como base del LINGOTE de:

Cobre, 420; Estaño, 522; Aluminio, 1,250; Plomo, 76; Antimonio 320 pesetas los 100 kilos.

Metales blancos para antifricción garantizados extra:

Babbitt, 360; Tandem, 350; Atlas, 420; Atlas MB, 520; Magnolia 330 pesetas los 100 kilos.

Metales en Bilbao.—La casa *Bonifacio López y Cía.*, de Bilbao, cotiza los precios siguientes para aceptación inmediata (24 de Diciembre):

<i>Cobre.</i> —Cobre standard, al contado.....	£ 143. 0.0
— Best selected.....	164. 10.0
— Electrolítico.....	161. 10.0
<i>Estaño.</i> —G. M.....	184. 10.0
— Ingles, lingotes.....	189. 0.0
— — barritas.....	190. 0.0
<i>Plomo</i> español sin plata.....	30. 0.0
<i>Plata.</i> —En barras stand. por cnza. Peniques.....	36. 5/8
<i>Mercurio.</i> —Por frasco.....	17. 15.0
<i>Antimonio.</i> —Régulo.....	85. 0.0
<i>Aluminio</i>	155. 0.0
<i>Sulfato de cobre.</i> —Ingles.....	62. 10.0



INDICE JENERAL DEL BOLETIN DE MINERIA DE 1916.

A

Accidente topográfico en el Departamento de San Carlos i su esplicacion Jeológica, Un.....	66
--	----

B

Braden Copper Company. (Seccion informativa).....	178
Bibliografía.....	449

C

Congreso Chileno de Minas i Metalurgia.....	179
Campaña A., Alfredo.....	223
Cubillos, Leandro.....	411
Crísis de los combustibles en Italia, La.....	423
Concesiones petrolíferas en Bolivia.....	471

D

Díaz O., Ignacio.....26, 77,	202
Depósito de molibdeno i tungsteno de Campanini, Arica.....	202
Del Perú, Petróleo.....	318

E

El problema de la hulla.....	3
Errata en el Boletin de Setiembre i Octubre de 1915, páj. 386.....	75
Ensayes de plata, oro, plomo, estaño i cobre, Notas sobre.....	121
Evolucion de la Industria Siderúrgica alemana, La.....255,	275
Estadística siderúrgica de España. Año 1915.....	482

F

Felsch, Johannes, Dr.....214,	309
Flotacion reemplaza a la cianuracion, La.....	343

G

Gandarillas Matta, Javier.....3,	359
García Lomas, Adriano.....	350

H

Hulla, El problema de la.....	3
-------------------------------	---

I

Impuesto a los minerales, Lei peruana sobre.....	166
Informe preliminar sobre los reconocimientos Jeológicos de los terrenos petrolíferos de Magallanes del Sur.....214,	309
Industria Siderúrgica alemana, La evolucion de la.....255,	275
Importancia actual del tungsteno iguala a la del oro en 1849, La...	316
Industria Siderúrgica española, La.....	411
Influencia en el desarrollo económico de las naciones, La produccion i consumo del carbon.....	359

L

Lei peruana sobre impuesto a los minerales.....	166
La importancia actual del tungsteno iguala a la del oro en 1849.....	316
La Flotacion reemplaza a la cianuracion.....	343
La produccion i consumo del carbon i su influencia en el desarrollo económico de las naciones.....	359
La Industria Siderúrgica española.....	411
La crisis de los combustibles en Italia.....	423
Las minas de Vizcaya.....	426
La utilizacion de la energía hidráulica en los Estados Unidos.....	443
La Industria Siderúrgica en Chile, Nuevas bases para el establecimiento de.....	451

M

Mica, Negocio de.....	177
Metal notable, El tungsteno.....	432

N

Notas sobre ensayos de plata, oro, plomo, estaño i cobre.....	121
Negocios de mica.....	177
Nuevas explotaciones de hierro en España.....	473
Nuevas bases para el establecimiento de la Industria Siderúrgica en Chile.....	451

P

Petróleo del Perú.....	318
Produccion i consumo del carbon i su influencia en el desarrollo económico de las naciones, La.....	359
Promulgacion de la lei de «Concesiones petrolíferas».....	471

Q

Química práctica de las fundiciones de cobre.....26,	77
--	----

R

Relaves del mineral del Teniente de la Braden Copper Co., Tratamiento de los.....	223
Recuperacion de humos por precipitacion eléctrica.....	350
Rivas Vicuña, Francisco.....	451

S

Situacion de los mercados de minerales, metales i combustibles en Europa.....	69, 173, 269, 353, 446	528
Sundt, Lorenzo.....		66
Sundt, Alfredo.....		121
Seccion Informativa.....		178
Siderúrgica alemana, La evolucion de la Industria de la.....	255,	275
Smith, R. W.....		343
Siderúrgica en Chile, Nuevas bases para el establecimiento de la industria.....		451

T

Tratamiento de los relaves del mineral del Teniente de la Braden Copper Company.....		223
Terrenos petrolíferos de Magallanes del Sur, Informe preliminar sobre los reconocimientos jeológicos.....	214,	309

U

Un accidente topográfico en el departamento de San Carlos i su explicacion jeológica.....		66
Un metal notable, El tungsteno.....		432

V

Vizcaya, Las minas de.....		426
----------------------------	--	-----



Unicos i Exclusivos Representantes para
Chile i Bolivia de la afamada firma

Ingersoll, Rand Co. NEW YORK.

La mas grande fábrica del mundo en su
jénero para instalaciones de máquinas
de aire comprimido; pioneers de los
mas importantes trabajos de esca-
vacion mecánica en túneles i

minas,

especialidad adquirida en 40

años de la

mas profunda experiencia

i

variada práctica.

Principales

Productos:

Compresoras
eléctricas,
hidráulicas i a
vapor para aire i gas.

Perforadoras
de rocas de toda clase.

Martillos
telescópicos para trabajos
de chimeneas i perforacion
de tiros verticales e inclinados.

Remachadoras de
toda clase i dimensiones
para trabajo de remacha-
dura de puentes i cualquier
clase de armadura de hierro.

Taladradoras "Little David" para
perforacion de láminas metálicas.

Cortadoras neumáticas

Malacates neumáticos

Afiladora Leyner para barrenos

Estanques de alta presion, etc., etc.

Morandé 530

INTERNATIONAL

Santiago

MACHINERY Co.

Casilla 107-D

BOLETIN

DE LA

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

N.º 226

SUMARIO.—Nuevas bases para el establecimiento de la industria siderúrgica en Chile.—Concesiones petrolíferas en Bolivia.—Nuevas explotaciones de hierro en España.—Estadística siderúrgica de España, año 1915.—Estadística minera de España, año 1915.—La producción i consumo del carbon i su influencia en el desarrollo económico de las naciones.—Situación de los mercados de minerales, metales i combustibles.—Índice jeneral del BOLETIN DE MINERÍA de 1916.

ESPLOSIVOS NOBEL (Hamburgo)

DE LA

Dynamit Actien Gesellschaft vormals Alfred Nobel & Co., Hamburg

ÚNICO REPRESENTANTE:

OTTO WEHRHAHN Valparaíso, Casilla 952

Ajentes en Santiago:

AMENÁBAR y ROZAS

CASILLA 1960 - AGUSTINAS, 1114

Santiago de Chile.—Oficina de la Sociedad: calle de la Moneda, 759.—Casilla 1807

Para todo lo que concierne a la redaccion i administracion del BOLETIN, dirigirse al Secretario de la Sociedad Nacional de Minería, casilla 1807.

COLABORACIONES

La Redaccion del BOLETIN admite correspondencias i colaboraciones sobre asuntos referentes a la minería nacional i extranjera, reservándose el derecho de desechar las que crea inconvenientes, o de suprimir en ellas las partes que estén en desacuerdo con las opiniones emitidas en el Directorio de la Sociedad Nacional de Minería. Al mismo tiempo, deja a los autores la absoluta i completa responsabilidad por las ideas emitidas en sus artículos.

No se devuelven orijinales. Los seudónimos e iniciales se usarán cuando lo pida el autor. Direccion por correo: Santiago, Moneda 759, casilla 1807.

Boletin de la Sociedad Nacional de Minería

OFICINA

759 » CALLE DE LA MONEDA » 759

SANTIAGO

Para todo lo que concierne a la redaccion i administracion del BOLETIN, dirigirse al Secretario de la Sociedad Nacional de Minería.

MUSEO MINERALÓGICO

MONEDA, 759 :: CASILLA, 1807

LABORATORIO QUÍMICO

DEPENDIENTE DE LA

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Se hacen reconocimientos de sustancias minerales, ensayos i análisis. La tarifa acordada por la Comision del Museo i aprobada por el Directorio de la Sociedad para el año en curso, es la siguiente:

TARIFA

Ensaye por oro simple	\$ 7.00
" " oro por vía húmeda i seca.....	14.00
" " plata	5.00
" " oro i plata.....	10.00
" " cobre	4.00
" " cobre de una escoria.....	8.00
" " cobre de varios paquetes en que se debe reducir a un comun \$ 1.00 la pesada por cada paquete, ademas el valor del ensaye	

NOTA.—Muestras mui abundantes tendrán un recargo.

Ensaye por plomo.....	5.00
" " plomo de minerales complejos.....	10.00
" " Insoluble.....	5.00
" " Sílice.....	10.00
" " Cal	8.00
" " Alúmina.....	8.00
" " Magnesia	15.00
" " Humedad	3.00
" " Azufre	10.00
" " Fierro	10.00
" " Manganeso.....	15.00
" " Arsénico	20.00
" " Antimonio.....	20.00
" " Estaño.....	20.00
" " Tungsteno (Wolfram).....	20.00
" " Níquel	30.00
" " Cobalto	30.00
" " Aluminio.....	8.00
" " Cromo	20.00
" " Fósforo.....	20.00
" " Molibdeno	30.00
" " Vanadio.....	30.00
" " Zinc	10.00
" " Mercurio	20.00
" " Potasio	25.00
" " Yodo	20.00
" " Sodio	25.00
" " Cloro.....	10.00
" " Acido bórico	20.00
" " Acido nítrico.....	10.00
" " Acido Carbónico	15.00

NOTA.—Todo paquete segundo se cobrará el doble i los terceros el triple.

Todos los ensayos cualitativos valdrán \$ 6.00.

Ensayes de Carbon i Análisis Completos de Minerales

PRECIOS CONVENIDOS CON EL DIRECTOR DEL MUSEO

Está abierto al público este plantel todos los dias desde la 1 P. M. hasta las 5 P. M

SE HACEN CANJES DE MINERALES

Sociedad Nacional de Minería

Casilla núm. 1807 — SANTIAGO — Moneda núm. 759



OBRAS EN VENTA

ESTADÍSTICAS:

<i>Hermann, Alberto.</i> —La producción en Chile de los metales y minerales mas importantes, de las sales naturales, del azufre i del guano, desde la conquista hasta fines de 1902.....							\$	5.00
Estadística Minera de Chile.—Volumen I. Año de 1903.....								5.50
»	»	»	—	»	II.	» de 1904-1905...	agotada	
»	»	»	—	»	III.	» de 1906-1907...	6.50	
»	»	»	—	»	IV	» de 1908-1909 .	6.50	
»	»	»	—	»	V.	» de 1910.....	6.50	

PADRONES DE MINAS

Padron Jeneral de Minas de 1897.....	5.00
» » » de 1899.....	5.00
» » » de 1905.....	5.00
» » » de 1911-1912.....	5.00
» » » de 1913-1914.....	5.00
» » » de 1914-1915.....	5.00

INFORMES:

<i>Egaña</i> .—Informe anual sobre las minas de Chile en 1803.....	5.00
<i>Brüggen</i> , Dr. J.—Informe sobre las exploraciones jeológicas de la rejon carbonífera del sur de Chile.....	5.00
<i>Brüggen</i> , Dr. J.—Los carbones del valle longitudinal i la zona car- bonífera al sur de Curanilahue en la provincia de Arauco.	5.00
<i>Brüggen</i> , Dr. J.—Las rejonas carboníferas de Los Alamos i del norte de la provincia de Arauco.....	5.00
<i>Brüggen</i> , Dr. J.—La formacion de los carbones de piedra i espe- cialmente de los chilenos.....	4.00
<i>Felsch</i> , Dr. J.—Informe provisorio sobre las exploraciones jeoló- gicas de los alrededores de Carelmapu i de la Isla de Chiloé.....	2.00
<i>Felsch</i> , Dr. J.—Informe sobre el reconocimiento jeológico de los alrededores de Punta Arénas i de la parte noroeste de la Tierra del Fuego, con el objeto de encontrar posibles yacimientos de petróleo.....	3.00
<i>Felsch</i> , Dr. J.—Informe sobre las pizarras bituminosas de Lon- quimai.....	2.00
<i>Felsch</i> , Dr. J.—Informe preliminar sobre los reconocimientos jeo- lógicos de los terrenos petrolíferos de Magallanes del sur.	5.00

COBRE:

<i>Díaz Ossa, I.</i> —La Industria del Cobre.....	12.00
<i>Ugalde, Nicolás.</i> —Preparacion mecánica de los minerales de cobre nativo de Lago Superior (E. U.).....	1.00

<i>Sundt, F. A.</i> —Proyecto para la instalacion de un establecimiento de beneficio de minerales de cobre con una capacidad anual de 6,000 toneladas de cobre fino.....	\$ 1.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Garantía Fiscal para un establecimiento para tratar minerales de cobre i apartado electrolítico.....	1.00
<i>Gandarillas, Javier.</i> —Bosquejo del estado actual de la industria minera del cobre en el extranjero i en Chile.....	3.00

JEOLÓJIA:

<i>Sundt, Lorenzo.</i> —Volúmen I.—Estudios jeolójicos i topográficos del Desierto i Puna de Atacama.	7.50
Volúmen II.—Estudios jeolójicos i mineralójicos del Desierto i Cordillera de Atacama.....	7.50
<i>Orrego Cortés, A.</i> —Estúdio Jeolójico e Hidrolójico de las provincias de Tacna i Arica.....	3.00

SALITRE, ABONOS:

<i>Ugalde, Nicolas.</i> —Contribucion al estudio de la industria del salitre	10.—
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de Nitratos, Yodo, Cloratos i Percloratos en el caliche i productos de la industria del salitre i yodo.	5.50
<i>García, L. G.</i> —Dosificacion de nitratos en el salitre.....	2.00
<i>Quezada, C. V.</i> —Oríjen del salitre i otros abonos.....	1.00
<i>Díaz Ossa, B.</i> —El salitre sintético.....	1.00
<i>Díaz Ossa, B.</i> —Estado actual de la fabricacion de abonos azoados.	1.00
<i>Gandarillas, Javier.</i> —La centralizacion de las ventas del salitre i la concentracion mundial de las grandes industrias....	2.00

PETRÓLEO, HULLA:

<i>Blanquier, Juan.</i> —La Industria del Petróleo.....	2.00
<i>Blanquier, Juan.</i> —Política Petrolífera.....	2.00
<i>Schneider, Julio.</i> —Descubrimiento de la hulla en Chile.....	1.50

ORO:

<i>Orrego Cortés, A.</i> —La industria del oro en Chile.....	3.00
<i>Doolittle, J. E.</i> —Dragaje de oro en California, traducido por el Ingeniero de Minas, don Guillermo Yunge.....	3.00

HIERRO:

<i>Gandarillas, Javier.</i> —La Industria del hierro i del acero en Estados Unidos, Alemania i otros paises i las minas de hierro...	10.00
--	-------

VARIOS:

<i>Puelma, L. N.</i> —Apuntes prácticos para el uso de los mineros....	1.00
<i>Díaz Ossa, I.</i> —Cálculos metalúrgicos.....	1.50
<i>Díaz Ossa, I.</i> —Química práctica de las fundiciones de cobre.....	6.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Monografías Mineras i Metalúrgicas.....	5.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de oro, plata, plomo, estaño i cobre. 2. ^a edicion	3.00
<i>Lorca, Eulojic.</i> —La industria del bórax.....	5.00

Duncan, Fox y Cía.

Establecidos el año 1876

Calle Blanco, Núm. 561

Correo Casilla Núm. 890

Teléfono Inglés 69

Dirección Telegráfica: ZAGZAG

VALPARAISO (Chile)

Casas en:

Londres, Liverpool y Manchester (Inglaterra).

Santiago, Concepción, Antofagasta, Chillan, Talcahuano,
Penco, Talca, Parral y Valdivia (Chile).

Lima, Callao, Piura y Paita (Perú).

Esportacion e Importacion de Mercaderias Jenerales
Especialidad en Abarrotes, Cereales y Jéneros
tejidos

Ajentes Jenerales apoderados para Chile de:

Línea Lamport y Holt: Vapores entre Liverpool y el Pacífico.

Línea Braun y Blanchard: Vapores entre Punta Arenas y Valparaíso.

Compañías de Seguros Contra Incendio: Queen y Lancashire, ahora
unida con la Royal. Fondos acumulados £ 18.167,257.

Compañía de Seguros Marítimos: British & Foreigns Marine In-
surance Company Ltd.

Compañía de Refinería de Azúcar de Penco, Fabricante de Azú-
cares.

Compañía Molinera El Globo, de Concepción, Fabricantes de Harina Su-
perfina de Cilindros.

Swift & Company.—Fabricantes de Mantecas y Conservas Alimenti-
cias, etc.

Cía. Chilena de Fósforos.—Fábrica de Fósforos Nacionales.

Union Oil Company of California. Proveedores de Petróleo,
Residuo de Petróleo, Parafina, etc.

Guías para minas marca Bickford Smith & Co. Ltd etc., etc.

Lonas impermeables de Baxter y Corsar, surtido completo.

Duncan, Fox y Cía.

Valparaíso

Santiago

Concepción

A LOS DUEÑOS DE MINAS Y FAENAS EN JENERAL

Surtido Completo de botas y zapatones mineros,
negros y bayos, cosidos, clavados y atornillados

PRECIOS SIN COMPETENCIA

PRESIDIO URBANO DE SANTIAGO

TALLERES DE LA CURTIEMBRE SAN PABLO



Este acreditado establecimiento provee a las principales faenas mineras del pais y tiene constantemente un gran surtido disponible. Dirigir pedidos y referencias al que suscribe,
Curtiembre San Pablo, Providencia 78—Teléfono 240

A. Magnère

SANTIAGO

Sucursal: Calle de Sama Núm. 1428

TELÉFONO N.º 299

Avisos Profesionales

PEDRO AVALOS BALLIVIAN

ABOGADO

Compañía 1223—Casilla 1861

Horas de consulta: de 4½ a 6 P. M. Atiende
preferentemente Asuntos Mineros

NICOLAS UGALDE N.

Ingeniero de Minas.—U. de Ch.

Casilla 3701 — SANTIAGO. — Escanilla 549

Explotacion de minas. — Concentracion de
Minerales.—Salitre.

Bruna, Sampaio i Compañía

IMPORTADORES

VALPARAISO

Prat 119—Casilla 355

LIVERPOOL

South John Str. 19

LONDRES

Billiter Str. 6

ANTOFAGASTA

Washington 251 / 259 — Casilla 166



Tienen constantemente en venta toda clase de artículos para oficinas salitreras i minas.

CONSTRUCTORES DE OFICINAS SALITRERAS

Ajentes de

La Cía. Chilena de Salitres

La Cía. Salitrera María Teresa

Ajentes Esclusivos para Chile

de las afamadas bombas centrífugas

“LAWRENCE”

que están dando tan buenos resultados en las oficinas salitreras.

Ajentes de Cías. de Seguros contra incendios i riesgos marítimos.

Sub-Ajentes de los aceites lubricantes **“Vencedor”**

Dinamita marca “Águila”

GUIAS

FULMINANTES

VORWERK & Co.

VALPARAISO

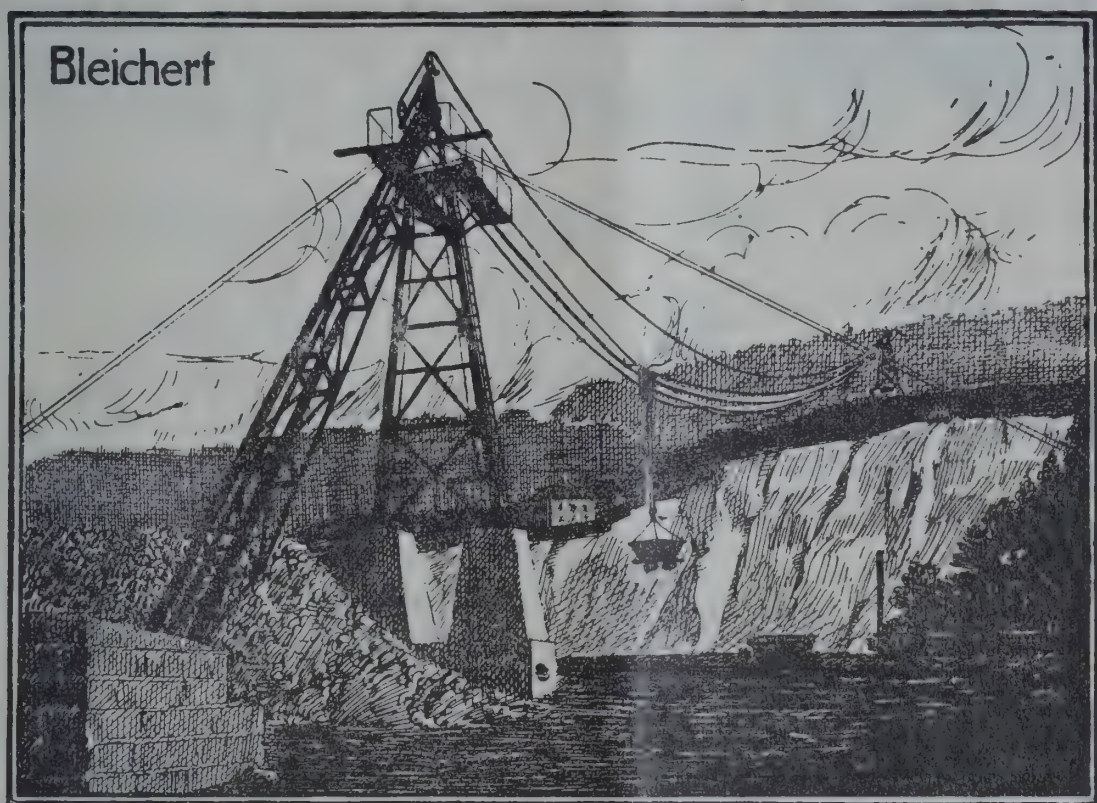


Ajentes Jenerales de

ADOLF BLEICHERT, LEIPZIG

ALEMANIA

ANDARIVELES



Compañía Internacional de Sondajes
ERKELENZ, Alemania

Fábrica Constructora de toda clase de

❖ ————— ❖ **SONDAS** ❖ ————— ❖

Sistema **"RAKY"** Patentado

„ canadiense i perforacion a rotacion

Sondas para determinar las capas jeológicas para impulso a mano o motor



Ajente en Santiago:

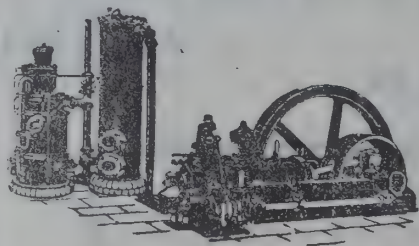
Ingeniero Sr. Alberto Goldenberg,

Galería Alessandri N.º 18

BALFOUR, LYON & Co.

VALPARAISO □ □ □ LONDRES □ □ □ SANTIAGO

Ingenieros, Fabricantes e Importadores



DE TODA CLASE DE MAQUINARIA PARA
ESTABLECIMIENTOS MINEROS, SALI-
TRERAS, FERROCARRILES, MAESTRAN-
ZAS, ETC.



Fierro i Acero en barras i planchas

Cañerías para gas, agua i vapor

Cables de acero flexible i no flexible

Bombas a mano i a vapor, de varios sistemas

Aceites i Grasas lubricantes

Correas i accesorios para transmisiones

Motores "Diesel" para petróleo crudo

Motores a vapor, parafina i gas

Calderos de todos sistemas

Chancadoras, Cachuchos, Bateas

Herramientas de todas clases para

Maestranzas, Minas, Etc.

Sociedad Metalúrgica Chilena

“CUPRUM”

*Esplotadora del procedimiento
“MALSCH i HENNES” para
beneficiar minerales pobres de
:: cobre, plata, zinc i otros ::*

Sistema nuevo, económico, sencillo e inmejorable



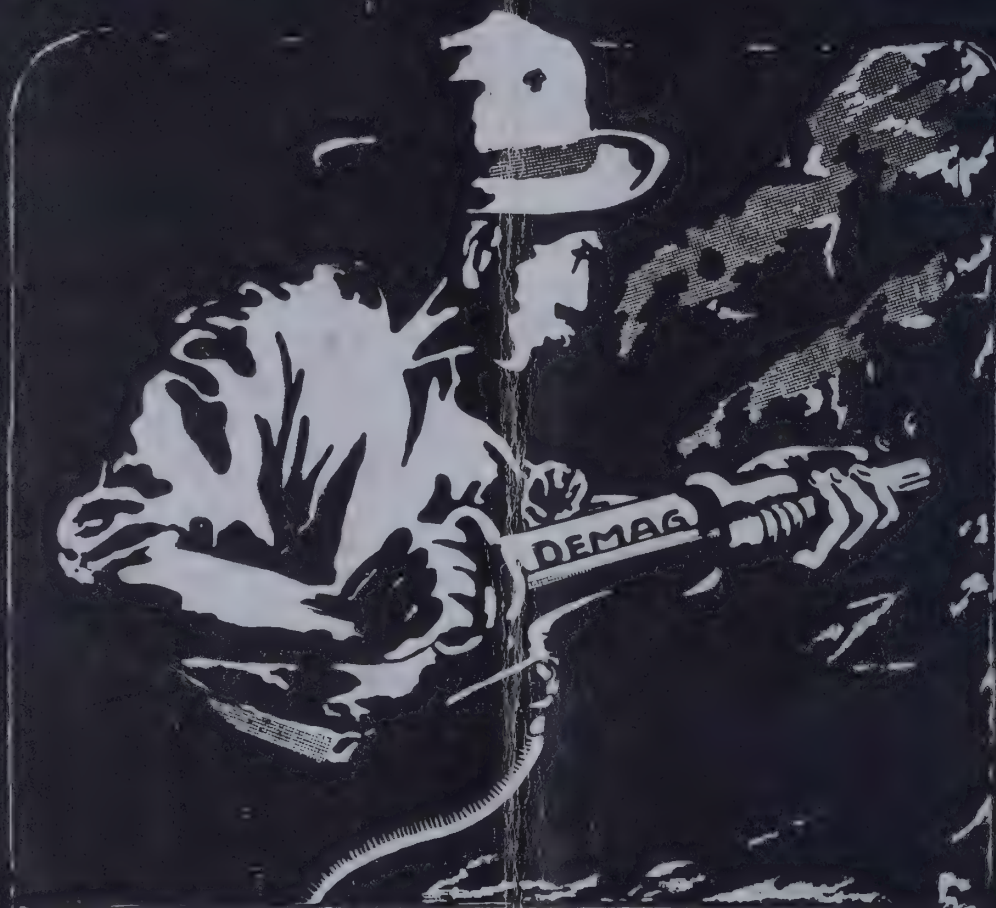
Avisamos a la Industria Minera i a los dueños de
desmontes de dichos metales, que hemos terminado
el Establecimiento de demostracion i ensayos, que
funciona permanentemente i que ponemos a la dis-
posicion de los interesados.



Folletos i pormenores los entregará la Socie-
dad a quienes los soliciten por carta dirigida a

Casilla 284 :: Valparaíso

DEMAG



MATERIAL PARA MINAS

Máquinas y Martillos de Perforacion de Rocas

ROCADORES

COMPRESORES de AIRE

REPRESENTANTE:

GUTTMANN, MAURER & Co.

Santiago de Chile

Deutsche
Maschinenfabrik, A.G.
DUISBURG

UNIVERSITY OF ILLINOIS-URBANA



3 0112 061423312